

贵金属生产技术 实用手册



《贵金属生产技术实用手册》编委会 编



冶金工业出版社
Metallurgical Industry Press



ISBN 978-7-5024-5330-5



9 787502 453305 >

定价 240.00 元

销售分类建议：冶金工程

贵金属生产技术实用手册

(上册)

《贵金属生产技术实用手册》编委会 编

冶金工业出版社

2011

内 容 提 要

本书是由中国黄金集团公司策划并组织了近百名专家、学者共同编著的一部大型专业工具书,它涵盖了贵金属生产所涉及到的各种工艺过程,较详细地介绍了地质、采矿、选矿、冶金、尾矿处理、机电设备、分析测试、环境保护、技术经济分析和案例、贵金属化工产品深加工、贵金属材料的应用与发展等方面的专业知识、先进技术和新工艺,并附有常用数据资料及参考文献。

本书可作为工程技术部门、施工制造企业、科研设计院所和相关专业科技人员必备的工具书,也可作为高等院校相关专业师生的参考书。

图书在版编目(CIP)数据

贵金属生产技术实用手册. 上册/《贵金属生产技术实用手册》编委会编. —北京:冶金工业出版社,2011.1
ISBN 978-7-5024-5330-5

I. ①贵… II. ①贵… III. ①贵金属—生产工艺—技术手册 IV. ①TG146.3-62

中国版本图书馆 CIP 数据核字(2010)第 211330 号

出 版 人 曹胜利

地 址 北京北河沿大街嵩祝院北巷 39 号,邮编 100009

电 话 (010)64027926 电子信箱 yjcbs@cnmip.com.cn

策 划 曹胜利 责任编辑 戈 兰 杨盈园 美术编辑 李 新

版面设计 孙跃红 责任校对 王贺兰 李文彦 责任印制 牛晓波

ISBN 978-7-5024-5330-5

北京兴华印刷厂印刷;冶金工业出版社发行;各地新华书店经销

2011 年 1 月第 1 版,2011 年 1 月第 1 次印刷

787 mm × 1092 mm 1/16;69 印张;1675 千字;1072 页

240.00 元

冶金工业出版社发行部 电话:(010)64044283 传真:(010)64027893

冶金书店 地址:北京东四西大街 46 号(100010) 电话:(010)65289081(兼传真)

(本书如有印装质量问题,本社发行部负责退换)

《贵金属生产技术实用手册》

编辑委员会

技术顾问

王淀佐 中国工程院院士 中国科学院院士
孙传尧 中国工程院院士
罗中兴 中国有色工程设计研究总院教授级高级工程师

编辑委员会

主任委员 孙兆学

副主任委员 宋 鑫 杜海青

委 员(以姓氏汉语拼音为序)

鲍海文	邓 军	董卫军	高金昌	巩春龙	胡春融
黄 蕊	蒋继穆	姜良友	具滋范	李 鹏	李希明
李忠山	陆志方	欧 虹	孙豁然	谭学余	王晋定
王胜斌	韦华南	吴振祥	邢万芳	杨志刚	叶建武
张炳南	张继武	张清波	张永涛	章庆松	赵国君

孙兆学 中国黄金协会 会长

中国黄金集团公司 总经理

宋 鑫 中国黄金集团公司 副总经理

杜海青 中国黄金集团公司 副总经理

鲍海文 中国黄金集团公司规划发展部 经理

邓 军 中国地质大学 副校长

董卫军 中国黄金集团公司规划发展部 处长

高金昌	长春黄金研究院	副院长
巩春龙	长春黄金研究院	科研处处长
胡春融	长春黄金研究院	副院长
黄 蕊	长春黄金研究院	副院长
蒋继穆	中国有色工程设计研究总院	设计大师
姜良友	中国黄金集团公司投资管理部	经理
具滋范	辽宁天利金业有限责任公司	董事长
李 鹏	中国黄金集团公司	总经理顾问
李希明	中国黄金集团公司生产运营部	处长
李忠山	中国黄金集团科技有限公司	董事长
陆志方	中国有色工程设计研究总院	院长
欧 虹	长春黄金设计院	院长
孙豁然	东北大学采矿工程研究所	所长
谭学余	冶金工业出版社	总编辑
王晋定	中金黄金股份有限公司	总经理
王胜斌	中国黄金协会	副会长
韦华南	长春黄金研究院	院长
吴振祥	中国有色工程设计研究总院	教授级高级工程师
邢万芳	黄金杂志社	副社长
杨志刚	中国黄金集团公司	总工程师
叶建武	中国黄金集团公司	总工程师
张炳南	中国黄金报社	社长
张继武	黄金杂志社	社长助理
张清波	长春黄金研究院	总工程师
张永涛	中国黄金协会	副会长
章庆松	中国黄金集团公司生产运营部	经理
赵国君	黄金杂志社	社长

编 辑 部

主 任	韦华南				
常务副主任	胡春融 赵国君				
副 主 任	吴振祥	谭学余	邢万芳	张继武	赵玉娥
成 员	(以姓氏汉语拼音为序)				
	陈大经	陈瑞英	程耀先	党君祥	邓 军
	丁跃进	董凤书	符 岩	付文姜	高金昌
	巩春龙	管则皋	郭惠兰	韩建秋	黄 蕊
	惠学德	蒋继穆	姜 涛	焦建团	金英豪
	李广明	李 韧	李绥远	李 续	李玉敏
	李跃辉	李增芳	李哲浩	李正大	梁有彬
	刘 琦	刘庆春	刘文华	刘 霞	刘正华
	娄富昌	陆 梅	马文军	秦晓鹏	邱显扬
	任锦瑞	任克敏	尚通明	师利熙	宋庆双
	宿晓静	孙柏龄	孙国飞	孙豁然	孙凯年
	孙兴家	唐 洋	田文旗	汪 丹	王壁善
	王海东	王宏勋	王满仓	王平户	王荣祥
	王天正	王彦慧	王永录	魏以和	伍南通
	谢长锦	谢春生	谢纪元	谢志勤	邢洪波
	薛文平	杨金艳	姚 香	袁玉霞	曾新民
	张 飞	张凤梧	张金钟	张莲荣	张鸣昕
	张友芳	张忠汉	赵国义	赵红芬	周全法
	朱贤国	邹蔚蔚	左玉明		

序

贵金属因其自然的魅力、永恒的价值,在人类漫长而灿烂的文明史中,一直作为权力的象征、财富的标志;因其瑰丽的色泽、无与伦比的优良性能,在首饰、电子、航天航空、国防军工、能源、化工、环保、医药、纳米材料以及高科技等领域,得到了越来越广泛的应用。居贵金属之首的黄金,作为全世界公认的国际储备资产具有无限的权威性,是防范现代信用货币制度兑付风险的有效基石。

贵金属是稀缺宝贵、储量有限的矿产资源。中国金、银的生产具有悠久的历史,而铂族金属的生产直到中华人民共和国成立时还是空白。国民经济的高速发展,极大地促进了中国贵金属工业的空前发展,同时也使贵金属生产技术获得了日新月异的进步。贵金属工业经历了从简单易处理矿石到复杂难处理矿石,从单一生产工艺到联合生产工艺,从粗放型生产到清洁型生产的发展过程。2007年中国黄金产量首次超过南非,成为全球第一产金大国;2009年黄金产量再创历史新高,连续三年位居世界第一。

中国黄金集团公司作为贵金属生产的龙头企业,一直秉承以科技统领生产的理念,以科技支撑长远发展,重视生产技术的研发和创新。为了进一步提高贵金属生产技术水平,全面提升贵金属生产能力,大力推进贵金属工业的快速发展,中国黄金集团公司组织具有丰富实践经验、较高业务造诣的各方面专家、学者,广泛收集贵金属生产中的技术成果、工艺方法和成功经验,以科学性、系统性、实用性为原则,编撰出版了《贵金属生产技术实用手册》。

该手册系统介绍了贵金属工业中常用的先进生产技术,涵盖了地质、采矿、选矿、冶炼、环保、机械、化学分析、产品深加工等各个学科,展示了中国贵金属工业的技术创新、技术进步和技术升级,凝聚了贵金属行业内外

广大工程技术人员的无私奉献和科研心血,包含了广大一线工人辛勤劳动的汗水。

该手册各种生产技术资料及数据翔实可靠,具有权威性、科学性、前瞻性、知识性、实用性和可读性,是一部对实际生产应用具有重要指导作用的著作。其既可作为工程界各技术部门、科研院所、矿山施工制造等单位相关技术人员必备的综合性工具书,也可作为高等院校工科相关专业师生学习的参考书。

目前,中国贵金属工业正在实现综合勘探、综合开发、综合利用,正在实现节能减排、绿色环保,正在实现科学、规范、可持续发展,正在成为全球贵金属矿业开发最具竞争力的企业之一。相信该手册的出版,一定会促进贵金属生产技术创新,一定会加速科技成果向生产力转化,一定会加强贵金属产业提升,一定会推动中国贵金属工业又好又快的发展。

中国黄金协会会长

中国黄金集团公司总经理 党委书记

孙兆学

2009年12月

前 言

近几年,中国贵金属生产技术发展迅猛,成果丰硕。为了使科研成果更好地转化为生产力,满足贵金属行业广大工程技术人员的迫切需要,加快推广先进技术,提高生产技术水平,推动贵金属行业技术进步和科技创新,中国黄金集团公司与冶金工业出版社合作,组织长春黄金研究院、长春黄金设计院、中国有色工程设计研究总院、北京矿冶研究总院、昆明贵金属研究所、东北大学、桂林矿产地质研究院、江苏技术师范学院、中国冶金地质总局正元国际矿业有限公司、广州有色金属研究院、吉林冶金研究院、中南大学、太原科技大学、暨南大学等科研设计院所、高等院校、生产厂家的专家、学者和生产一线的工程技术人员共同编写了这本《贵金属生产技术实用手册》(以下简称《手册》)。

《手册》的编写是中国黄金集团公司“十一五”科技计划项目,也是冶金工业出版社“十一五”选题规划的重点项目。《手册》以科学性、先进性、实用性为编写原则,通过简洁的图表和技术数据介绍贵金属科研与生产方面的实用和成熟技术,同时也着力反映贵金属行业科研新成果、新工艺、新技术和科技发展方向。《手册》是一本综合性工具书,展示了中国贵金属领域的科技进步和生产技术水平,填补了贵金属行业生产技术缺乏实用工具书的空白。《手册》中的技术数据与资料翔实可靠、实用性强,具有一定的权威性,可作为工程技术部门、施工制造企业、科研设计院所和相关专业科技人员必备的工具书,也可作为高等院校工科相关专业师生的参考书。

《手册》涵盖了贵金属生产所涉及到的各种工艺过程,较详细地介绍了地质、采矿、选矿、冶金、尾矿处理、机电设备、分析测试、环境保护、技术经济分析和案例、贵金属化工产品深加工、贵金属材料的应用与发展等方面的专业知识、先进技术和新工艺,并附有常用数据资料及参考文献。

《手册》共分14篇,300多万字。参加编写的人员有(以姓氏汉语拼音为序)陈大经、陈瑞英、程耀先、党君祥、丁跃进、董凤书、符岩、管则皋、郭惠兰、惠学德、

姜涛、焦建团、李广明、李韧、李绥远、李增芳、李哲浩、李正大、梁有彬、刘庆春、刘文华、刘霞、刘正华、娄富昌、马文军、邱显扬、任克敏、师利熙、宋庆双、孙柏龄、孙豁然、孙凯年、唐洋、田文旗、王壁善、王海东、王宏勋、王满仓、王平户、王荣祥、王永录、魏以和、吴振祥、伍南通、谢纪元、邢洪波、姚香、袁玉霞、曾新民、张凤梧、张金钟、张鸣昕、张友芳、赵国义、赵红芬、周全法、朱贤国、邹蔚蔚、左玉明。

《手册》在筹备和编写过程中,得到了中国科学院和中国工程院院士王淀佐、中国工程院院士孙传尧、中国有色工程设计研究总院教授级高级工程师罗中兴等的关心指导,以及中国黄金集团公司和各参与单位的大力支持;邓军、高金昌、韩建秋、胡春融、黄蕊、蒋继穆、李续、刘琦、陆梅、秦晓鹏、任锦瑞、尚通明、孙国飞、孙兴家、汪丹、王天正、王彦慧、韦华南、谢长锦、谢志勤、薛文平、张飞、张忠汉(以姓氏汉语拼音为序)等同志审阅书稿,并提出具体修改意见和建议;黄金杂志社赵国君、邢万芳、张继武、李玉敏、赵玉娥、宿晓静、张莲荣、杨金艳等同志对书稿进行技术编审;另外,编者在《手册》编写过程中,参考了业内许多专家和学者的研究成果和技术论述等。对于他们的辛勤劳动,在此一并表示最诚挚的谢意!

《手册》涉及专业范围广、内容多,尽管经过反复修改和多次调整,但对各章节内容取舍、文字表述等方面难免有不足和遗漏之处,敬请读者批评指正,提出宝贵意见,以便再版时进一步提高《手册》的质量。

《贵金属生产技术实用手册》编委会

2009年12月

总 目 录

上 册

第1篇 总 论

1 概述

- 1.1 金属元素
- 1.2 金属分类
- 1.3 贵金属的发现及命名
- 1.4 贵金属的用途

2 贵金属元素的基本性质

- 2.1 贵金属元素的物理性质
- 2.2 贵金属元素的化学性质

3 贵金属的化合物

- 3.1 金的化合物

- 3.2 银的化合物

- 3.3 铂的化合物

- 3.4 铑的化合物

- 3.5 钯的化合物

- 3.6 铱的化合物

- 3.7 锇的化合物

- 3.8 钌的化合物

4 热力学平衡图

- 4.1 溶液的电位 - pH 图

- 4.2 熔体相图

参考文献

第2篇 贵金属矿床

5 金矿床

- 5.1 中国金矿资源现状与特点
- 5.2 金的性质
- 5.3 金矿物类型及特征
- 5.4 金矿床成因类型
- 5.5 金矿床工业类型
- 5.6 金矿床的时、空分布特征
- 5.7 伴生金矿床
- 5.8 工业要求

- 5.9 金矿地质勘查

6 银矿床

- 6.1 中国银矿资源现状
- 6.2 银的性质
- 6.3 银矿物
- 6.4 银矿床类型
- 6.5 银矿床时、空分布及成矿区带划分
- 6.6 工业要求
- 6.7 银矿床地质勘查

7 铂族元素矿床

- 7.1 中国铂族金属矿产资源现状
- 7.2 铂族元素的性质
- 7.3 铂族元素矿物

7.4 铂族元素矿床类型

7.5 铂族元素矿床成矿的时、空分布

7.6 工业要求

参考文献

第3篇 贵金属采矿

8 岩金矿床露天开采

- 8.1 概述
- 8.2 缓帮开采
- 8.3 陡帮开采
- 8.4 采剥工作

9 岩金矿床地下开采

- 9.1 概述
- 9.2 全面采矿法
- 9.3 全面留矿采矿法
- 9.4 房柱采矿法

9.5 留矿采矿法

9.6 阶段矿房采矿法

9.7 上向分层干式充填采矿法

9.8 上向分层尾砂充填采矿法

9.9 上向分层胶结充填采矿法

9.10 上向进路充填采矿法

9.11 下向分层胶结充填采矿法

9.12 削壁充填采矿法

9.13 崩落采矿法

9.14 岩金矿山通风防尘与降温

9.15 岩金矿山防治水技术

参考文献

第4篇 贵金属选矿

10 概述

- 10.1 贵金属选矿
- 10.2 贵金属选矿的问题和展望

11 破碎与筛分

- 11.1 破碎
- 11.2 筛分
- 11.3 破碎筛分流程的选择
- 11.4 破碎设备
- 11.5 筛分设备
- 11.6 洗矿设备
- 11.7 破碎、筛分车间在生产中应注意的问题

12 磨矿与磨矿设备

- 12.1 概述

12.2 磨矿设备

12.3 分级与分级设备

13 选矿厂选别流程的计算

13.1 选别流程的计算

13.2 选矿厂矿浆流程的计算

14 重选

14.1 概述

14.2 贵金属重选常用设备

14.3 重选设备在国外岩金黄金矿山中的应用

14.4 中国黄金矿山采用的主要重选流程

14.5 砂铂矿的重选处理

15 浮选

15.1 概述

- 15.2 浮选基本原理
- 15.3 贵金属浮选
- 15.4 浮选药剂
- 15.5 浮选的发展趋势
- 16 磁选
 - 16.1 磁选的基本原理
 - 16.2 磁选设备及应用
 - 16.3 磁选的应用
- 17 化学选矿
 - 17.1 化学选矿的概念
 - 17.2 化学选矿的特点
 - 17.3 化学选矿的原则流程
- 18 其他选矿方法
 - 18.1 手选
 - 18.2 混汞提金
 - 18.3 石蜡法
 - 18.4 煤-油团聚法
- 19 选矿产品脱水
 - 19.1 概述
 - 19.2 脱水效率
 - 19.3 普通浓缩机和高效浓缩机
 - 19.4 过滤机
- 20 选矿厂取样及选矿厂试验
 - 20.1 选矿厂取样
 - 20.2 选矿厂实验与选矿实验室
- 21 选矿厂流程考查
 - 21.1 流程考查的目的
 - 21.2 流程考查的工作内容
 - 21.3 流程考查的步骤和方法
 - 21.4 流程考查中的注意事项
 - 21.5 工艺流程的计算
 - 21.6 流程考查报告的编写
 - 21.7 贵金属选矿厂生产工艺流程考查
- 22 国内外贵金属一次资源选矿实践
 - 22.1 国内外铂族金属选矿生产实践
 - 22.2 国内外金、银一次资源选矿生产实践
- 23 尾矿资源的回收利用
 - 23.1 紫金山金矿低品位矿石及尾矿综合利用
 - 23.2 铜绿山铜矿尾矿回收
 - 23.3 灵宝混汞-浮选尾矿的综合利用
 - 23.4 南非东兰德金铀公司
- 参考文献

第5篇 金银冶金

- 24 概述
 - 24.1 提取金、银的一般原则
 - 24.2 金、银提取的原料与方法
 - 24.3 金、银冶金的现状与发展
- 25 混汞法提金简介
- 26 氰化法
 - 26.1 氰化法的理论基础
 - 26.2 氰化法提金生产实践
- 27 非氰化提金方法
 - 27.1 概述
 - 27.2 硫脲法
 - 27.3 水氯化法
 - 27.4 硫代硫酸盐法提金
 - 27.5 其他提金方法
- 28 从难处理金矿中提金方法
 - 28.1 概述
 - 28.2 难处理金矿生物氧化预处理工艺

- 28.3 加压氧化预处理工艺
- 28.4 焙烧法预处理工艺
- 28.5 几种预处理方法的比较

29 从阳极泥中提取金、银

- 29.1 阳极泥的处理
- 29.2 阳极泥火法处理工艺
- 29.3 阳极泥湿法处理工艺

30 金、银的精炼与铸锭

- 30.1 银的化学法精炼
- 30.2 金的化学法精炼
- 30.3 银电解精炼
- 30.4 金的电解精炼
- 30.5 金、银的铸锭
- 参考文献

下 册

第6篇 铂族金属冶金

31 概述

- 31.1 处理对象和原料
- 31.2 工艺的特点和选择原则
- 31.3 铂族金属冶金的现状与发展

32 初步富集工艺

- 32.1 概述
- 32.2 浮选精矿的造钼—吹炼富集
- 32.3 其他初步富集方法

33 富集和提取铂族金属精矿

- 33.1 富集提取的工艺原则
- 33.2 火法分离
- 33.3 磨矿、浮选分离
- 33.4 湿法分离
- 33.5 电解分离
- 33.6 低浓度铂族金属溶液的富集
- 33.7 元素硫的分离
- 33.8 低镍钼湿法浸出
- 33.9 制取铂族金属精矿的典型工艺

34 铂族金属的相互分离

- 34.1 精炼原料及处理原则
- 34.2 精矿的溶解

34.3 传统分离方法

34.4 分离的传统工艺流程

35 萃取和离子交换

- 35.1 萃取分离原理
- 35.2 贱金属的萃取分离
- 35.3 金的萃取
- 35.4 钯的萃取
- 35.5 铂的萃取
- 35.6 铑、铱的萃取
- 35.7 钨、钼的萃取
- 35.8 常用萃取设备及技术
- 35.9 溶剂萃取的典型工艺流程
- 35.10 离子交换
- 35.11 液膜法富集提取铂族金属

36 铂族金属提纯

- 36.1 概述
- 36.2 铂的提纯
- 36.3 钯的提纯
- 36.4 钨的提纯
- 36.5 钨的提纯
- 36.6 铑的提纯
- 36.7 铱的提纯

36.8 结语

参考文献

第7篇 尾矿设施

37 设计尾矿设施所需资料及来源

- 37.1 工艺资料
- 37.2 水文、气象资料
- 37.3 调查资料
- 37.4 测绘资料
- 37.5 工程水文地质勘测资料

38 尾矿库

- 38.1 尾矿库类型
- 38.2 库址选择的原则及要求
- 38.3 尾矿库等级划分
- 38.4 尾矿库防渗
- 38.5 国外尾矿库实例

39 尾矿坝

- 39.1 尾矿坝类型
- 39.2 初期坝
- 39.3 后期坝

40 尾矿库排水(洪)构筑物

- 40.1 防洪标准
- 40.2 排水(洪)构筑物

41 尾矿输送及排放

- 41.1 湿式泵站输送、泵站和管线
- 41.2 尾矿干式(过滤)排放

42 尾矿水回收及排放

- 42.1 尾矿库来水量
- 42.2 尾矿库出库水量

43 尾矿综合利用

44 尾矿库维护及生产管理

- 44.1 尾矿库维护
- 44.2 尾矿库安全监测
- 44.3 尾矿库安全生产管理

45 尾矿库复垦实例

46 尾矿库事故分析

- 46.1 尾矿库事故实例
 - 46.2 导致事故原因及应吸取教训
- 参考文献

第8篇 矿井提升及选矿机电设备

47 矿井提升设备

- 47.1 概述
- 47.2 竖井提升容器
- 47.3 提升容器的选择计算
- 47.4 钢丝绳的选择计算
- 47.5 提升机选择
- 47.6 运动学和动力学计算
- 47.7 提升电动机的选择计算
- 47.8 矿井提升机
- 47.9 缠绕式提升机与井口的相对位置
- 47.10 矿井提升机拖动方式的选择

48 选矿设备

- 48.1 选矿设备概况
- 48.2 粉碎工艺设备
- 48.3 筛分、分级设备
- 48.4 选别机械设备
- 48.5 CJ除尘器

49 贵金属矿山生产过程自动化

- 49.1 前言
- 49.2 控制系统和检测仪表
- 49.3 破碎过程自动化
- 49.4 磨矿过程自动化

- 49.5 浮选过程自动化
 - 49.6 现代化控制技术在矿山中的应用
- 参考文献

第9篇 贵金属二次资源的回收与利用

50 概述

- 50.1 定义及特性
- 50.2 贵金属二次资源回收价值及在国际大循环中的地位
- 50.3 贵金属再生回收的发展和现状

51 贵金属二次资源的来源及主要回收工艺

- 51.1 主要来源及分类
- 51.2 收集、预处理、取样及分析
- 51.3 废料计价
- 51.4 废料回收工艺的选择

52 含银二次资源回收

- 52.1 概述
- 52.2 含银废液
- 52.3 固相感光材料

- 52.4 银及其合金废料
- 52.5 其他含银固体废料

53 含金二次资源回收

- 53.1 概述
- 53.2 金及其合金废料
- 53.3 镀金及表层含金废料
- 53.4 含金废液
- 53.5 低品位含金固体废料

54 含铂族金属二次资源回收

- 54.1 概述
- 54.2 铂族金属及其合金废料
- 54.3 含铂族金属废催化剂
- 54.4 低含量铂族金属固体废料
- 54.5 低含量铂族金属溶液

参考文献

第10篇 贵金属取样与测试

55 贵金属取样概述

- 55.1 取样的含义及基本要求
- 55.2 取样的基本原理
- 55.3 取样的基本方法
- 55.4 贵金属矿石的取样
- 55.5 金矿堆浸生产中的取样
- 55.6 黄金矿山选矿厂的取样
- 55.7 氰化厂生产过程中的取样
- 55.8 合质金分析取样
- 55.9 粗银的取样
- 55.10 纯金、纯银的取样
- 55.11 贵金属催化剂和二次资源废料的取样与加工

- 55.12 金属锭与高温熔体的取样

56 贵金属的火试金分析方法

- 56.1 火试金法的特点
- 56.2 火试金法的基本原理
- 56.3 器皿与设备
- 56.4 主要试剂及其作用
- 56.5 坩埚铅试金法
- 56.6 渣化法
- 56.7 铅试金法的应用
- 56.8 非铅试金法
- 56.9 铂族金属矿石试金分析

57 贵金属的富集与分离

- 57.1 金的富集与分离

- 57.2 银的富集与分离
- 57.3 铂、钯、铑和铱的富集与分离
- 57.4 钨和钼的富集与分离

58 贵金属的测定方法

- 58.1 分光光度法及其应用
- 58.2 滴定法

- 58.3 原子吸收光谱法及其应用
- 58.4 原子发射光谱法及其应用
- 58.5 电感耦合等离子体发射光谱法及其应用
- 58.6 电感耦合等离子体质谱法及其应用

参考文献

第 11 篇 黄金工业环境保护

59 黄金工业环境污染的来源及特点

- 59.1 岩金采矿
- 59.2 岩金选矿
- 59.3 难处理矿石的预处理
- 59.4 提金工艺
- 59.5 主要污染源及污染物汇总

60 黄金工业污染源与污染物对环境的影响

- 60.1 水污染物对环境的影响
- 60.2 固体废弃物对环境的影响
- 60.3 大气污染物对环境的影响
- 60.4 噪声的危害

61 黄金工业含氰废水治理

- 61.1 概述
- 61.2 含氰废水的深度处理方法
- 61.3 从含氰废水中回收氰化物的方法
- 61.4 从含氰废水中回收金的方法
- 61.5 含氰废水净化与循环使用
- 61.6 氰化物中毒症状及急救措施

62 黄金工业其他废水治理技术

- 62.1 含砷废水治理技术
- 62.2 重金属废水治理
- 62.3 浮选废水治理
- 62.4 悬浮物废水治理

63 固体废物处置和综合利用

- 63.1 黄金矿山固体废物

- 63.2 尾矿处置和综合利用
- 63.3 采矿废石处置与综合利用
- 63.4 其他固体废弃物的处置和利用
- 63.5 固体废物贮存、处置标准

64 粉尘、废气治理和冶炼烟尘回收

- 64.1 粉尘治理
- 64.2 二氧化硫的处理和回收
- 64.3 含砷废气处理
- 64.4 氮氧化物的治理
- 64.5 冶炼烟尘回收与废液处理

65 噪声的治理

- 65.1 噪声的来源
- 65.2 噪声的治理

66 生态环境保护、水土保持和土地复垦

- 66.1 生态环境保护
- 66.2 水土保持
- 66.3 土地复垦

67 环境保护管理

- 67.1 管理机构、管理办法与管理
制度
- 67.2 清洁生产
- 67.3 建设项目
- 67.4 排污许可
- 67.5 环境监测
- 67.6 环境保护档案管理

参考文献

第 12 篇 贵金属技术经济及案例

68 技术经济理论和概念

- 68.1 概述
- 68.2 劳动定员和组织机构
- 68.3 投资
- 68.4 成本编制
- 68.5 财务分析
- 68.6 贵金属产品计价
- 68.7 黄金矿山“三率”指标

69 案例 1 黄金市场(1)

- 69.1 黄金资源
- 69.2 黄金生产
- 69.3 黄金消费
- 69.4 黄金价格
- 69.5 金精矿原料市场

70 案例 2 黄金市场(2)

- 70.1 概述
- 70.2 储量状况及其分布
- 70.3 供求分析
- 70.4 价格分析

71 案例 3 黄金矿山项目

- 71.1 概述
- 71.2 规模方案比较
- 71.3 劳动组织及定员
- 71.4 资金使用及筹措
- 71.5 总成本费用
- 71.6 损益计算
- 71.7 财务评价
- 71.8 综合经济评价

72 案例 4 黄金冶炼项目

- 72.1 项目概况和生产组织与管理
- 72.2 项目投资及资金筹措
- 72.3 成本与费用估算

72.4 财务分析

73 案例 5 阳极泥处理工程技术方案

- 73.1 概述
- 73.2 各技术方案建设投资估算
- 73.3 经济效益分析
- 73.4 综合评价

74 案例 6 铅阳极泥提金

- 74.1 概述
- 74.2 生产组织和定员
- 74.3 投资
- 74.4 成本与费用

75 案例 7 含金废石堆浸项目

- 75.1 概述
- 75.2 劳动组织和劳动生产率
- 75.3 建设投资
- 75.4 流动资金估算
- 75.5 项目总投资及资金筹措与使用计划
- 75.6 生产成本及费用
- 75.7 产值和利润
- 75.8 评价指标
- 75.9 综合评价
- 75.10 综合技术经济指标

76 案例 8 境外贵金属项目

- 76.1 概况
- 76.2 生产组织及定员
- 76.3 投资估算及资金筹措
- 76.4 成本与费用
- 76.5 损益计算
- 76.6 财务评价
- 76.7 结论与建议

77 案例 9 铜阳极泥提取银和硒

- 77.1 概述
- 77.2 组织机构及劳动定员

- 77.3 项目总投资及资金筹措
- 77.4 成本费用计算
- 77.5 产品销售收入、税金及利润
- 77.6 财务效益评价
- 77.7 不确定性分析
- 77.8 综合评价

78 案例 10 贵金属生产扩建项目

- 78.1 概述

- 78.2 组织机构及劳动定员
- 78.3 项目总投资及资金筹措
- 78.4 成本费用计算
- 78.5 产品销售收入、税金及利润
- 78.6 财务效益评价
- 78.7 不确定性分析
- 78.8 综合评价
- 参考文献

第 13 篇 贵金属化工产品深加工

79 银化工产品

- 79.1 硝酸银
- 79.2 氧化银、超细氧化银和纳米氧化银
- 79.3 氰化银钾和氰化银
- 79.4 超细银粉、片状银粉和纳米银粉
- 79.5 银盐感光材料和卤化银
- 79.6 银浆系列产品

80 金化工产品

- 80.1 氯酸金
- 80.2 氰化亚金钾
- 80.3 亚硫酸金钾(钠、铵)
- 80.4 超细金粉和纳米金粉
- 80.5 金水的生产

81 铂化工产品

- 81.1 氯铂酸
- 81.2 氯铂酸钾和氯铂酸铵
- 81.3 二亚硝基二氨合铂(Ⅱ)
- 81.4 二氯化铂和亚氯铂酸(盐)
- 81.5 二氧化铂

82 钯化工产品

- 82.1 二氯化钯

- 82.2 二氯化四氨合钯(Ⅱ)和二氯化二氨合钯(Ⅱ)
- 82.3 硝酸钯(Ⅱ)
- 82.4 二硝基四氨合钯(Ⅱ)
- 82.5 四氯合钯(Ⅱ)酸钾
- 82.6 氧化钯(Ⅱ)
- 82.7 钯炭催化剂

83 铑化工产品

- 83.1 三氯化铑
- 83.2 磷酸铑和硫酸铑
- 83.3 一氯三苯基膦合铑(Ⅰ)
- 83.4 三氧化铑

84 铈化工产品

- 84.1 氯铈酸和氯铈酸铵
- 84.2 水合二氧化铈

85 铱化工产品

- 85.1 从海绵铱粉制备四氧化铱
- 85.2 从块状铱制备四氧化铱

86 钌化工产品

- 86.1 四氧化钌和水合二氧化钌
- 86.2 三氯化钌
- 86.3 氯钌酸铵
- 参考文献

第 14 篇 贵金属材料的应用与发展

87 贵金属在电镀工业中的应用	88.6 贵金属在陶瓷催化剂及器件中的应用
87.1 镀金	89 贵金属在医药行业中的应用
87.2 镀银	89.1 贵金属在牙科合金上的应用
87.3 镀铂族金属	89.2 贵金属在药物上的应用
88 贵金属在电子和陶瓷工业中的应用	90 贵金属纳米材料的应用
88.1 贵金属合金电阻材料	90.1 贵金属纳米材料及其分类
88.2 贵金属触点材料	90.2 贵金属纳米材料的应用
88.3 贵金属浆料在电子器件中的应用	参考文献
88.4 贵金属在着色和掺杂玻璃中的应用	
88.5 贵金属在敏感陶瓷中的应用	

附 录

附录 1 世界主要贵金属市场及各地交易时间	附录 13 岩金矿及其伴生组分工业指标参考
附录 2 历年黄金价格	附录 14 中国金矿床成因类型划分
附录 3 主要的贵金属矿物	附录 15 金矿物的粒度及形状分类
附录 4 常见标准筛	附录 16 岩金矿床工业类型
附录 5 松散物料的堆积密度和安息角	附录 17 银矿床工业指标一般要求
附录 6 矿浆密度换算表	附录 18 银矿床伴生有用组分评价参考指标
附录 7 贵金属冶炼产品的质量标准	附录 19 中国主要的铂族金属矿床
附录 8 地质勘查有关标准	附录 20 中国铂族金属矿床成因分类
附录 9 重砂矿物分离质量要求	附录 21 铂族金属的一般工业要求
附录 10 岩金矿床规模划分标准	附录 22 化学元素周期表
附录 11 矿床勘查类型有关参数	参考文献
附录 12 岩金勘查工程间距	

目 录

第1篇 总 论

1 概述	3	3 贵金属的化合物	32
1.1 金属元素	3	3.1 金的化合物	32
1.2 金属分类	4	3.1.1 金化合物的氧化态和几何 构型	32
1.3 贵金属的发现及命名	5	3.1.2 金(Ⅰ)化合物	33
1.3.1 金的发现及命名	5	3.1.3 金(Ⅲ)化合物	33
1.3.2 银的发现及命名	6	3.1.4 金有机化合物	33
1.3.3 铂族金属的发现及命名	7	3.2 银的化合物	33
1.4 贵金属的用途	9	3.2.1 银化合物的氧化态和几何 构型	33
1.4.1 金的用途	9	3.2.2 银(Ⅰ)化合物	34
1.4.2 银的用途	16	3.2.3 银(Ⅱ)和银(Ⅲ)化合物	37
1.4.3 铂族金属的用途	19	3.2.4 银有机化合物	38
2 贵金属元素的基本性质	22	3.3 铂的化合物	39
2.1 贵金属元素的物理性质	22	3.3.1 铂的氧化态	39
2.1.1 晶体结构	22	3.3.2 铂(0)化合物	40
2.1.2 热学性能	24	3.3.3 铂(Ⅱ)化合物	40
2.1.3 密度与核性能	25	3.3.4 铂(Ⅳ)化合物	43
2.1.4 电学性能	25	3.3.5 铂(Ⅵ)化合物	45
2.1.5 力学性能	26	3.3.6 铂有机化合物	45
2.1.6 磁学性能	27	3.4 铑的化合物	47
2.1.7 光学性能	28	3.4.1 铑的简单化合物	47
2.2 贵金属元素的化学性质	28	3.4.2 铑(Ⅲ)的配合物	48
2.2.1 原子及元素的电负性	28	3.4.3 铑(Ⅰ)的配合物	48
2.2.2 原子的电子结构与化合价	29	3.4.4 铑及其他氧化态的 配合物	49
2.2.3 电化学性质	29	3.5 钯的化合物	49
2.2.4 贵金属与气体的作用	29	3.5.1 钯的简单化合物	49
2.2.5 配位数	31		

3.5.2 钼(Ⅱ)的配合物	51	3.8.3 钨(V)的配合物	58
3.5.3 钼(Ⅳ)的配合物	53	3.8.4 钨(VI)的配合物	58
3.5.4 钼及其他氧化态的配合物 ...	53		
3.6 铌的化合物	55	4 热力学平衡图	59
3.6.1 铌的简单化合物	55	4.1 溶液的电位 - pH 图	59
3.6.2 铌(Ⅰ)的配合物	55	4.1.1 贵金属 Me - H ₂ O 系电位	
3.6.3 铌(Ⅲ)的配合物	55	- pH 图	61
3.6.4 铌(Ⅳ)的配合物	56	4.1.2 贵金属 Me - L - H ₂ O 系电位	
3.7 钽的化合物	56	- pH 图	66
3.7.1 钽的简单化合物	56	4.1.3 贵金属 Me - Cl - NH ₃ - H ₂ O	
3.7.2 钽(Ⅳ)的配合物	57	系电位 - pH 图	72
3.7.3 钽(VI)的配合物	57	4.2 熔体相图	72
3.8 钨的化合物	57	4.2.1 贵金属与贱金属合金相图 ...	72
3.8.1 钨的简单化合物	57	4.2.2 贵金属与贵金属合金相图 ...	83
3.8.2 钨(Ⅲ)的配合物	58	参考文献	88

第2篇 贵金属矿床

5 金矿床	91	原则及方案	173
5.1 中国金矿资源现状与特点	91	5.5.3 金矿床工业类型的简要	
5.1.1 金矿储量结构	91	特征	174
5.1.2 金矿资源特点	92	5.6 金矿床的时、空分布特征	178
5.2 金的性质	94	5.6.1 国外金矿床的时、空分布	
5.2.1 金在元素周期表中的位置 ...	94	特征	178
5.2.2 金的物理性质	95	5.6.2 中国金矿床的时、空分布	
5.2.3 金的化学性质	96	特征	180
5.2.4 金的地球化学性质	97	5.7 伴生金矿床	185
5.3 金矿物类型及特征	104	5.7.1 伴生金矿产资源概述	185
5.3.1 金矿床中的矿物类型	104	5.7.2 伴生金矿床地质特征	186
5.3.2 金矿物分类	105	5.7.3 伴生金矿床的时、空分布	
5.3.3 主要金矿物的矿物学		规律	189
性质	107	5.7.4 伴生金的赋存状态及工艺	
5.4 金矿床成因类型	110	性质	192
5.4.1 金矿床分类概述	110	5.8 工业要求	196
5.4.2 本书的分类方案	111	5.8.1 岩金矿床工业要求	196
5.4.3 主要金矿床类型	115	5.8.2 砂金矿床工业要求	197
5.5 金矿床工业类型	172	5.9 金矿地质勘查	197
5.5.1 概述	172	5.9.1 岩金矿床地质勘查	197
5.5.2 金矿床工业类型分类的		5.9.2 砂金矿床地质勘查	200

6 银矿床	203
6.1 中国银矿资源现状	203
6.2 银的性质	204
6.2.1 物理性质	204
6.2.2 化学性质	205
6.2.3 地球化学性质	205
6.3 银矿物	206
6.4 银矿床类型	209
6.4.1 银矿床成因类型	212
6.4.2 银矿床工业类型	247
6.5 银矿床时、空分布及成矿区带 划分	249
6.5.1 空间分布规律	249
6.5.2 时间分布规律	249
6.5.3 成矿区带划分	250
6.6 工业要求	251
6.7 银矿床地质勘查	252
6.7.1 勘查目的任务及地质研究 程度	252
6.7.2 勘查类型的确定	256

6.7.3 勘查工程间距的确定	257
-----------------------	-----

7 铂族元素矿床	259
7.1 中国铂族金属矿产资源现状 ...	259
7.2 铂族元素的性质	261
7.2.1 铂族元素的物理化学 性质	261
7.2.2 铂族元素的地球化学 性质	263
7.3 铂族元素矿物	264
7.4 铂族元素矿床类型	269
7.4.1 铂族元素矿床成因类型	269
7.4.2 铂族元素矿床工业类型	274
7.5 铂族元素矿床成矿的时、 空分布	275
7.5.1 国内铂族元素矿床成矿的 时、空分布	275
7.5.2 国外铂族元素矿床成矿的 时、空分布	276
7.6 工业要求	278
参考文献	279

第3篇 贵金属采矿

8 岩金矿床露天开采	287
8.1 概述	287
8.2 缓帮开采	288
8.2.1 台阶高度及工作台阶坡 面角	288
8.2.2 最小工作平台宽度	290
8.2.3 挖掘机工作线长度	291
8.2.4 工作面布置和推进 方向	292
8.2.5 堑沟掘进	293
8.3 陡帮开采	294
8.3.1 组合台阶开采	294
8.3.2 倾斜条带式开采	295
8.3.3 陡帮开采主要技术要素	297

8.3.4 生产剥采比的均衡	298
8.4 采剥工作	299
8.4.1 穿孔工作	299
8.4.2 中深孔爆破工作	304
8.4.3 铲装工作	306
8.4.4 运输作业	311

9 岩金矿床地下开采	313
9.1 概述	313
9.2 全面采矿法	315
9.2.1 矿床开采技术条件	315
9.2.2 采矿方法结构参数	315
9.2.3 回采工艺	316
9.2.4 主要技术经济指标	317
9.2.5 评述	318

9.2.6	潼关金矿全面采矿法应用实例.....	318	9.5.1	留矿采矿法在中国岩金矿山应用的基本情况.....	366
9.2.7	蒲峪金矿全面采矿法实例.....	320	9.5.2	使用留矿采矿法的矿山技术进步和主要科研成果.....	367
9.2.8	张家口金矿全面采矿法实例.....	323	9.5.3	留矿采矿法存在的主要问题.....	368
9.2.9	锚杆-带状矿柱护顶壁式全面采矿法试验研究.....	325	9.5.4	进一步完善留矿采矿法的途径和其发展前景.....	369
9.2.10	缓倾斜薄至中厚矿体高效开采技术试验研究	328	9.5.5	招远金矿留矿采矿法实例.....	369
9.2.11	不留矿柱(人工矿柱)全面采矿法试验研究	334	9.5.6	辽宁五龙金矿留矿采矿法实例.....	373
9.3	全面留矿采矿法	340	9.5.7	金厂峪金矿留矿采矿法实例.....	378
9.3.1	矿床开采技术条件.....	340	9.5.8	东桐峪金矿留矿采矿法实例.....	381
9.3.2	采矿方法结构参数.....	341	9.5.9	留村金矿留矿采矿法实例.....	384
9.3.3	回采工艺.....	341	9.5.10	平度市金矿留矿采矿法实例	385
9.3.4	主要技术经济指标.....	342	9.5.11	撰山子金矿削壁留矿采矿法实例	387
9.3.5	评述.....	343	9.5.12	类框架结构留矿采矿法试验研究	388
9.3.6	文峪金矿全面留矿采矿法实例.....	343	9.5.13	残矿回采与采空区处理技术	395
9.3.7	遂昌金矿全面留矿采矿法实例.....	346	9.6	阶段矿房采矿法	417
9.3.8	苏家店金矿全面留矿采矿法实例	348	9.6.1	辽宁五龙金矿阶段矿房采矿法实例.....	418
9.4	房柱采矿法	350	9.6.2	吉林夹皮沟金矿阶段矿房采矿法实例.....	419
9.4.1	矿床开采技术条件.....	350	9.6.3	河北峪耳崖金矿阶段矿房采矿法实例.....	420
9.4.2	采矿方法结构参数.....	351	9.6.4	高分段阶段矿房采矿法实例.....	422
9.4.3	回采工艺.....	352	9.6.5	大直径深孔落矿阶段矿房采矿法试验应用.....	424
9.4.4	主要技术经济指标.....	353	9.7	上向分层干式充填采矿法	426
9.4.5	评述.....	353			
9.4.6	湘西金矿房柱采矿法实例.....	354			
9.4.7	灵湖金矿房柱采矿法实例.....	356			
9.4.8	潼关金矿房柱采矿法实例.....	358			
9.4.9	张家口金矿房柱采矿法实例.....	361			
9.5	留矿采矿法	366			

9.7.1 红花沟金矿上向分层干式 充填采矿法实例·····	430	充填采矿法实例·····	504
9.7.2 夹皮沟金矿机械化上向水 平分层干式充填采矿法 实例·····	435	9.11.4 前河金矿下向进路胶结充 填采矿法实例·····	508
9.8 上向分层尾砂充填采矿法·····	438	9.11.5 界河金矿下向分层胶结充 填采矿法实例·····	512
9.8.1 岭南金矿盘区机械化充 填采矿法实例·····	441	9.12 削壁充填采矿法·····	515
9.8.2 金岭金矿尾砂充填采矿法 实例·····	444	9.12.1 湘西金矿削壁充填采矿法 实例·····	518
9.8.3 河东金矿上向水平分层尾 砂充填采矿法实例·····	445	9.12.2 金厂沟梁金矿削壁充填采 矿法实例·····	523
9.8.4 湘西金矿尾砂充填采矿法 实例·····	448	9.12.3 抛掷爆破削壁充填采矿法 试验研究·····	530
9.8.5 三山岛金矿机械化分层充 填采矿法实例·····	453	9.13 崩落采矿法·····	533
9.9 上向分层胶结充填采矿法·····	456	9.13.1 玲珑金矿分层崩落采矿法 实例·····	534
9.9.1 焦家金矿上向水平分层胶 结充填采矿法实例·····	457	9.13.2 后沟金矿分段崩落采矿法 实例·····	535
9.9.2 新城金矿盘区机械化上向 水平分层胶结充填采矿法 实例·····	460	9.13.3 太白金矿阶段崩落采矿法 实例·····	537
9.9.3 蚕庄金矿连续回采上向分 层充填采矿法实例·····	467	9.13.4 金厂峪金矿阶段深孔连续 崩落采矿法实例·····	539
9.9.4 分段凿岩阶段矿房嗣后胶 结充填采矿法·····	472	9.13.5 分条回采分层崩落采矿法 试验与应用·····	540
9.10 上向进路充填采矿法·····	478	9.14 岩金矿山通风防尘与降温·····	548
9.10.1 焦家金矿上向进路充填采 矿法实例·····	481	9.14.1 概述·····	548
9.10.2 新城金矿上向进路充填采 矿法实例·····	487	9.14.2 新城金矿通风节能技术的 研究·····	549
9.10.3 类框架结构宽进路上向分 层充填采矿法试验研究·····	489	9.14.3 多风机多级机站通风方法 在河东金矿的应用·····	550
9.11 下向分层胶结充填采矿法·····	494	9.14.4 井巷局部通风风流控制在 湘西金矿的实践·····	552
9.11.1 灵山金矿下向分层胶结充 填采矿法实例·····	496	9.14.5 利用地温预热防止井巷冻 冰在夹皮沟金矿的应用 经验·····	553
9.11.2 诸暨金矿下向分层胶结充 填采矿法实例·····	499	9.14.6 金厂峪金矿使用空气幕进 行矿井防寒的实践·····	556
9.11.3 大水清金矿下向分层胶结 充填采矿法实例·····	504	9.14.7 深井通风降温技术的试验 和应用·····	557
		9.15 岩金矿山防治水技术·····	569

9.15.1 鸡冠咀金矿综合防治水 技术	569
9.15.2 三山岛金矿防治水技术 ...	570

9.15.3 仓上金矿高喷注堵水 实践	571
参考文献	574

第4篇 贵金属选矿

10 概述	579
10.1 贵金属选矿	579
10.2 贵金属选矿的问题和展望	580
11 破碎与筛分	581
11.1 破碎	581
11.1.1 概述	581
11.1.2 破碎结果的评价	582
11.2 筛分	582
11.2.1 概述	582
11.2.2 影响筛分的因素及筛分 效率	585
11.3 破碎筛分流程的选择	586
11.3.1 破碎段	586
11.3.2 破碎比	586
11.3.3 常用碎矿筛分流程	588
11.3.4 破碎、筛分流程的基本类 型与计算	591
11.4 破碎设备	592
11.4.1 破碎设备的选择	592
11.4.2 粗碎设备的选择	592
11.4.3 中、细碎设备的选择	592
11.4.4 破碎设备处理量的计算 ...	593
11.4.5 主要破碎设备	598
11.5 筛分设备	598
11.5.1 筛分设备的分类	598
11.5.2 选择筛分设备应注意的 问题	605
11.6 洗矿设备	605
11.6.1 洗矿设备处理量计算	612
11.6.2 洗矿设备类型及适用性 ...	612
11.7 破碎、筛分车间在生产中应 注意的问题	613

11.7.1 颚式破碎机	613
11.7.2 中、细碎圆锥破碎机	614
11.7.3 振动筛	614
12 磨矿与磨矿设备	616
12.1 概述	616
12.1.1 磨矿作业的分类	616
12.1.2 磨矿作业流程	616
12.1.3 常见磨矿分级流程的 计算	617
12.1.4 磨矿作业指标和参数	619
12.1.5 磨矿作业成本消耗指标 ...	621
12.2 磨矿设备	621
12.2.1 棒磨机	621
12.2.2 球磨机	622
12.2.3 棒磨机及球磨机的计算 ...	622
12.2.4 自磨(半自磨)机	626
12.2.5 砾磨机	633
12.2.6 磨矿设备在生产中需要 注意的事项、常见故障 及解决方法	633
12.3 分级与分级设备	634
12.3.1 分级	634
12.3.2 分级设备	637
13 选矿厂选别流程的计算	645
13.1 选别流程的计算	645
13.1.1 计算选别流程所必需的 前提条件	645
13.1.2 各类原始指标选择的 原则	645
13.1.3 单一金属矿石选别的流程 计算	646
13.1.4 多金属矿石选别的流程	

计算	647	因素	671
13.2 选矿厂矿浆流程的计算	648	15.4 浮选药剂	674
13.2.1 最适宜的作业矿浆浓度 ...	648	15.4.1 捕收剂	674
13.2.2 含水量稳定的产物浓度 ...	649	15.4.2 起泡剂	678
13.2.3 生产过程中各作业的补加 水量	649	15.4.3 调整剂	679
13.2.4 矿浆流程计算	650	15.5 浮选的发展趋势	682
13.2.5 工艺流程图的种类及 绘制	650	15.5.1 设备	682
14 重选	651	15.5.2 改进浮选工艺	683
14.1 概述	651	15.5.3 设计理念的变化	685
14.2 贵金属重选常用设备	653	15.5.4 加强浮选过程控制水平 ...	686
14.2.1 跳汰机	653	15.5.5 贵金属浮选的其他方向 ...	686
14.2.2 溜槽	655	16 磁选	687
14.2.3 离心选矿机	658	16.1 磁选的基本原理	687
14.2.4 摇床	659	16.1.1 物质的磁性及在磁场中的 行为	687
14.3 重选设备在国外岩金黄金矿山 中的应用	660	16.1.2 矿物的磁性	688
14.3.1 南非黄金矿山应用的重选 设备及流程	660	16.1.3 磁分离力	688
14.3.2 重选设备在加拿大矿山的 应用	661	16.2 磁选设备及应用	689
14.3.3 北欧黄金矿山重选流程 ...	662	16.2.1 磁选设备的分类	689
14.3.4 重选在澳大利亚贵金属 选矿厂的应用	664	16.2.2 磁选设备介绍	689
14.4 中国黄金矿山采用的主要重选 流程	664	16.3 磁选的应用	692
14.5 砂铂矿的重选处理	664	16.3.1 铜绿山铜矿选矿厂	692
15 浮选	666	16.3.2 寿王坟铜矿选矿厂	694
15.1 概述	666	17 化学选矿	696
15.2 浮选基本原理	667	17.1 化学选矿的概念	696
15.3 贵金属浮选	669	17.2 化学选矿的特点	696
15.3.1 贵金属浮选的特点	669	17.3 化学选矿的原则流程	696
15.3.2 适宜浮选的几种贵金属 矿石	670	18 其他选矿方法	698
15.3.3 贵金属浮选常见的几种 工艺流程	670	18.1 手选	698
15.3.4 影响贵金属浮选的常见		18.2 混汞提金	698
		18.3 石蜡法	699
		18.4 煤-油团聚法	699
		19 选矿产品脱水	701
		19.1 概述	701
		19.2 脱水效率	701
		19.3 普通浓缩机和高效浓缩机	702

19.3.1 普通浓缩机	702	21.7.1 破碎作业的流程考查及 计算	724
19.3.2 高效浓缩机	704	21.7.2 磨矿分级作业的流程考查 及计算	724
19.4 过滤机	707	21.7.3 浮选作业流程考查及 计算	725
20 选矿厂取样及选矿厂试验	709	21.7.4 氰化炭浆法提金作业的 流程考查及计算	727
20.1 选矿厂取样	709	21.7.5 氰化洗涤作业流程的考查 及计算	727
20.1.1 取样的目的与种类	709	22 国内外贵金属一次资源选矿 实践	732
20.1.2 取样的要求和方法	709	22.1 国内外铂族金属选矿生产 实践	732
20.2 选矿厂实验与选矿实验室	712	22.1.1 美国斯蒂尔瓦特铂矿的 选矿富集	732
20.2.1 选矿厂实验室的任务	712	22.1.2 南非布什维尔德吕斯腾堡 铂矿选矿厂	734
20.2.2 选矿实验的分类	712	22.1.3 因帕拉(Impala)铂矿选矿厂 (南非)	735
20.2.3 选矿实验室的规模及 装备	712	22.1.4 西铂公司铂矿选矿厂 (南非)	736
20.2.4 实验室常用设备	713	22.1.5 中国一次资源中铂族金属 选矿生产实践	737
21 选矿厂流程考查	718	22.2 国内外金、银一次资源选矿生产 实践	746
21.1 流程考查的目的	718	22.2.1 以贵金属(金、银)为主的 矿山生产实例	746
21.2 流程考查的工作内容	718	22.2.2 以金、银为主的矿山生产 实例	747
21.3 流程考查的步骤和方法	719	22.2.3 国内伴生贵金属矿山生产 实践	761
21.3.1 原始资料的准备	719	22.2.4 国外金、银为主矿山生产 实例	781
21.3.2 编制取样流程图和确定 取样点	719	22.2.5 国外伴生贵金属矿山生产 实例	792
21.3.3 取样量及取样方法	719	23 尾矿资源的回收利用	813
21.3.4 编制考查人员分工表和 所需工具器具表	720	23.1 紫金山金矿低品位矿石及尾矿	
21.3.5 确定取样时间和取样总 次数	720		
21.3.6 考查前应该认真地对各 取样点进行检查	721		
21.3.7 确定分析方法和测定 方法	721		
21.4 流程考查中的注意事项	721		
21.5 工艺流程的计算	721		
21.5.1 流程计算中原始指标的 选定	721		
21.5.2 流程计算指标和产物平衡 方程式	722		
21.6 流程考查报告的编写	723		
21.7 贵金属选矿厂生产工艺流程 考查	724		

综合利用	813
23.1.1 矿石性质	813
23.1.2 选矿回收工艺	813
23.1.3 尾矿处理	814
23.2 铜绿山铜矿尾矿回收	814
23.3 灵宝混汞—浮选尾矿的综合	

利用	815
23.3.1 A 矿尾矿的回收工艺	816
23.3.2 B 矿尾矿的回收工艺	816
23.3.3 C 矿尾矿的回收工艺	816
23.4 南非东兰德金铀公司	817
参考文献	817

第5篇 金银冶金

24 概述	823
24.1 提取金、银的一般原则	823
24.2 金、银提取的原料与方法	823
24.2.1 提取金、银的原料	823
24.2.2 金、银提取方法	827
24.3 金、银冶金的现状与发展	828
24.3.1 氰化法的应用引领了提金 技术的一场革命	828
24.3.2 炭浆法的出现标志着提金 技术进入一个新时代	828
24.3.3 树脂矿浆法具有的优势 ...	829
24.3.4 助浸技术的应用与发展 ...	829
24.3.5 堆浸法的应用	830
24.3.6 难处理金矿石预处理工艺 的研究与应用	830
24.3.7 非氰提金技术研究	832
24.3.8 黄金精炼工艺的进展	833
25 混汞法提金简介	834
26 氰化法	835
26.1 氰化法的理论基础	835
26.1.1 氰化过程热力学	835
26.1.2 氰化过程动力学	837
26.1.3 影响金氰化浸出的因素 ...	841
26.1.4 氰化物水解和保护碱	843
26.1.5 氰化物溶液与伴生矿物的 作用	844
26.2 氰化法提金生产实践	846
26.2.1 概述	846
26.2.2 金精矿氰化生产实践	848
26.2.3 氰化浸出作业条件和 方式	854

26.2.4 搅拌氰化浸出设备	855
26.2.5 洗涤与固液分离	858
26.2.6 全泥氰化法提取金、银生产 实践	866
26.2.7 锌置换法从氰化浸出溶液 中回收金、银	868
26.2.8 炭浆法提金	879
26.2.9 离子交换树脂法提取金 ...	899
26.2.10 堆浸提金工艺	921
27 非氰化提金方法	931
27.1 概述	931
27.2 硫脲法	931
27.2.1 硫脲的性质	931
27.2.2 硫脲浸出金、银的原理	932
27.2.3 硫脲法的应用	935
27.3 水氯化法	939
27.3.1 水氯化法浸金原理	939
27.3.2 水氯化法的应用	940
27.4 硫代硫酸盐法提金	941
27.4.1 硫代硫酸盐法浸金的理论 基础	941
27.4.2 硫代硫酸盐法浸金的工艺 与技术	946
27.4.3 从硫代硫酸盐浸出液中回 收金	951
27.5 其他提金方法	953
27.5.1 多硫化物法	953
27.5.2 溴化物浸金	953
27.5.3 氰溴酸法	954
28 从难处理金矿中提金方法	955
28.1 概述	955

28.2	难处理金矿生物氧化预处理工艺	955	30.1.1	银的化学法精炼原理	1043
28.2.1	概述	955	30.1.2	氨浸—水合肼还原	1044
28.2.2	浸矿微生物	958	30.1.3	氨—水合肼还原	1044
28.2.3	难处理金矿生物氧化预处理工艺的试验研究	961	30.1.4	从硝酸银溶液中水合肼还原提纯银	1044
28.2.4	生物氧化工厂的设计和投产	967	30.2	金的化学法精炼	1046
28.2.5	难处理金矿生物氧化预处理生产实践	980	30.2.1	硫酸浸煮法	1046
28.3	加压氧化预处理工艺	999	30.2.2	硝酸分银法	1046
28.4	焙烧法预处理工艺	1001	30.2.3	王水分金法	1046
28.4.1	贮矿与调浆	1001	30.2.4	草酸还原法	1047
28.4.2	硫酸化焙烧	1003	30.2.5	SO ₂ 还原法	1048
28.4.3	二段焙烧	1009	30.3	银电解精炼	1049
28.5	几种预处理方法的比较	1016	30.3.1	银电解精炼的基本原理	1049
29	从阳极泥中提取金、银	1017	30.3.2	硝酸银电解液的组成及制备	1051
29.1	阳极泥的处理	1017	30.3.3	银电解的技术条件、电解槽及操作	1052
29.1.1	铜、铅阳极泥的化学组成	1017	30.3.4	电解废液和洗液的处理	1054
29.1.2	铜、铅阳极泥的物相组成	1018	30.3.5	银电解阳极泥的处理	1057
29.1.3	阳极泥的处理方法	1019	30.3.6	银电解操作及主要技术经济指标	1058
29.2	阳极泥火法处理工艺	1020	30.4	金的电解精炼	1060
29.2.1	铜阳极泥硫酸化焙烧、蒸硒	1021	30.4.1	金电解精炼基本原理	1061
29.2.2	酸浸脱铜	1023	30.4.2	金电解精炼实践	1062
29.2.3	还原熔炼	1024	30.4.3	金电解精炼的技术经济指标	1063
29.2.4	贵铅的氧化精炼	1026	30.4.4	金电解精炼的产品及处理	1065
29.3	阳极泥湿法处理工艺	1029	30.5	金、银的铸锭	1066
29.3.1	阳极泥湿法处理工艺流程	1029	30.5.1	金、银铸锭原理与实践	1066
29.3.2	阳极泥脱除贱金属	1033	30.5.2	成品银锭的熔铸与操作	1068
29.3.3	分银过程及银还原	1036	30.5.3	成品金锭的熔铸与操作	1069
29.3.4	分金过程及金还原	1040	30.5.4	粗金、粗银及合质金锭的熔铸	1069
29.3.5	铂、钯的置换	1041	参考文献	1070
29.3.6	其他湿法工艺	1041			
30	金、银的精炼与铸锭	1043			
30.1	银的化学法精炼	1043			

第1篇 总论

贵金属生产技术实用手册

● 第1篇	总论
第2篇	贵金属矿床
第3篇	贵金属采矿
第4篇	贵金属选矿
第5篇	金银冶金
第6篇	铂族金属冶金
第7篇	尾矿设施
第8篇	矿井提升及选矿机电设备
第9篇	贵金属二次资源的回收与利用
第10篇	贵金属取样与测试
第11篇	黄金工业环境保护
第12篇	贵金属技术经济及案例
第13篇	贵金属化工产品深加工
第14篇	贵金属材料的应用与发展
附 录	

概 述

1.1 金属元素

元素是构成一切物质的基本单元。到 2000 年为止,人类已经发现的天然元素和人造元素共有 115 种。元素在地壳中的分布很不均匀,化学家习惯上把在地壳中含量少、分布稀疏和被认识与应用较晚的元素称为稀有元素(rare elements, RE),如钼、钨、铂、镓、锗等。而把那些在地壳中含量较多、分布相对比较集中或较早被认识和应用元素称为普通元素。事实上,有些元素在地壳中含量并不少,如钛,只是由于提取困难,在很长的时间里影响了人们对它的认识和应用,而被列入了稀有元素。而另有一些元素,如硼、金等元素,其含量虽少,但因硼矿较为集中,金被认识很早,而把它们归入了普通元素。可见稀有元素和普通元素的划分是相对的。目前,所谓稀有元素约占元素总数的 2/3,是指到 20 世纪 40 年代时人们较不熟悉的元素。

所有 115 种元素在元素周期表中,都按照它们各自的化学特性占有固定的排列位置。元素可以划分为两大类,即金属元素和非金属元素。在元素周期表中可以从ⅢA 族的 B(硼)到ⅥA 族的 Te(碲)划一条台阶形的分界线,这即所谓周期表对角线,也可以称其为金属分界线。在对角线的右侧为非金属元素,左侧即为金属元素。由此可得在 115 种元素中,非金属元素仅为 21 种,金属元素为 94 种。金属元素占元素总数的 81.7%。元素周期表对角线如图 1-1 所示。

化 学 元 素 周 期 表																				
周期	IA		IIA												IIIA	IVA	VA	VIA	VIIA	
1	1 H 1.0079																	2 He 4.0026		
2	3 Li 6.941	4 Be 9.0122											5 B 10.811	6 C 12.011	7 N 14.007	8 O 15.999	9 F 18.998	10 Ne 20.17		
3	11 Na 22.9898	12 Mg 24.305											13 Al 26.982	14 Si 28.085	15 P 30.974	16 S 32.06	17 Cl 35.453	18 Ar 39.94		
			IIIB	IVB	VB	VIB	VII B	VIII			IB	IIB								
4	19 K 39.098	20 Ca 40.08	21 Sc 44.956	22 Ti 47.9	23 V 50.9415	24 Cr 51.996	25 Mn 54.938	26 Fe 55.845	27 Co 58.9332	28 Ni 58.69	29 Cu 63.54	30 Zn 65.38	31 Ga 69.72	32 Ge 72.59	33 As 74.9216	34 Se 78.9	35 Br 79.904	36 Kr 83.8		
5	37 Rb 85.467	38 Sr 87.62	39 Y 88.906	40 Zr 91.224	41 Nb 92.9064	42 Mo 95.94	43 Tc 99	44 Ru 101.07	45 Rh 102.906	46 Pd 106.42	47 Ag 107.868	48 Cd 112.41	49 In 114.82	50 Sn 118.7	51 Sb 121.7	52 Te 127.6	53 I 126.905	54 Xe 131.3		
6	55 Cs 132.905	56 Ba 137.33	57-71 La-Lu 镧系	72 Hf 178.49	73 Ta 180.947	74 W 183.84	75 Re 186.207	76 Os 190.2	77 Ir 192.22	78 Pt 195.08	79 Au 196.967	80 Hg 200.59	81 Tl 204.38	82 Pb 207.2	83 Bi 208.98	84 Po (209)	85 At (210)	86 Rn (222)		
7	87 Fr (223)	88 Ra 226.03	89-103 Ac-Lr 锕系	104 Rf (261)	105 Db (262)	106 Sg (266)	107 Bh (264)	108 Hs (277)	109 Mt (268)	110 Ds (271)	111 Rg (272)	112 Uub (285)	113 Uut (284)	114 Uuq (289)	115 Uup (288)	116 Uuh (292)	117 Uus	118 Uuo		

图 1-1 元素周期表对角线

贵,故被称为贵金属。贵金属以外的其他金属也常被称作贱金属。

铂族金属还被划分为重铂族金属和轻铂族金属。重铂族金属包括钨(原子序数为 76)、铼(77)和铂(78);轻铂族金属包括钨(44)、铼(45)和钨(46)。对此,在化学中被称为“三元素组”,其中的三种金属具有明显的相似性。这种三元素组也出现在元素周期表第Ⅷ族的 9 种金属元素中,分成三个三元素组,即铁(26)、钨(44)、钨(76)为一组;钴(27)、铼(45)、铼(77)为一组;镍(28)、钨(46)、铂(78)为一组。

正是由于三元素组内元素间存在紧密化学关系,才使得在冶炼镍时可以回收大量的铂。如在加拿大萨德伯里矿和我国的金川矿都是从炼镍的工艺中回收到大量的铂。

(5) 半金属。半金属包括硅、硒、碲、砷和硼等 5 种金属。它们是分布在元素周期表对角线侧边附近的元素,是金属和非金属之间的过渡性元素。其物理化学性质介于金属和非金属之间,如砷虽是非金属,但却能传热和导电。半金属的划分不是绝对的,如锗和锑虽属于金属,但也具有“半非金属”性质。

另外,在冶金工业生产中,还经常使用“十种有色金属”概念。在国内外的矿业和金属生产中,通常将有色金属中产量大、应用比较广的十种金属称为“十种有色金属”,也称“十种常用有色金属”。世界各国通常将十种有色金属的总产量即视为有色金属产量。世界各国的十种有色金属,一般均包括铝、镁、铜、铅、锌、镍、钴、锡、锑和汞。我国的十种有色金属一般包括铜、铝、镍、铅、锌、钨、钼、锡、锑和汞。即把国外的镁和钴更换为钨和钼。金属分类图见图 1-2。

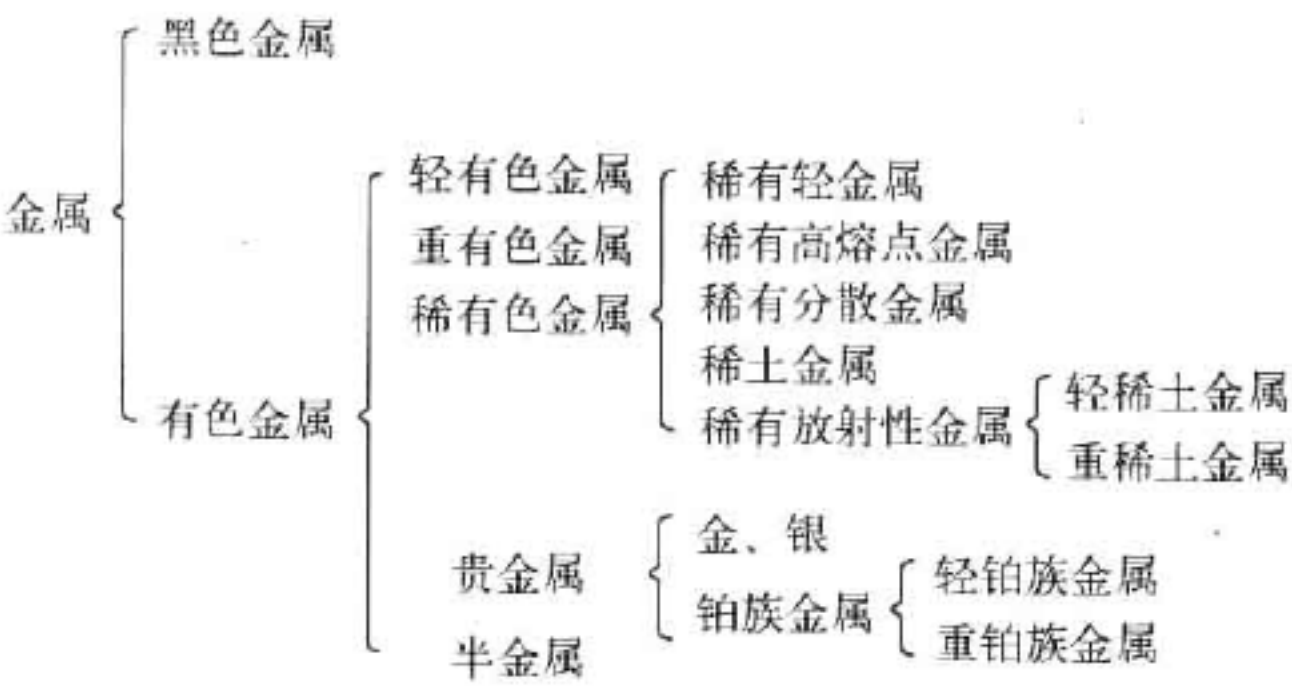


图 1-2 金属分类图

1.3 贵金属的发现及命名

1.3.1 金的发现及命名

1.3.1.1 金的发现

金是人类发现最早的金属之一。据考证,金、铜、陨铁和银是人类发现最早的金属。至于到底其中哪一种金属是人类发现最早的金属,及其被发现的年代和社会历史背景,至今尚未考查和研究清楚。

这 4 种金属之所以能够被最早发现和利用,主要是由于其内在物理、化学特性和外在自然形态所决定的。

黄金在自然界中绝大多数呈自然金矿物存在,具有化学惰性,不受空气和水的化学作

用,具有鲜艳的像太阳光一样的黄澄澄的颜色和闪亮耀眼的金属光泽,极易吸引古人的注意。这就是黄金成为古人最早发现的金属之原因。黄金可能是人类最早发现的一种金属,马克思曾经说过:“金实际上是人类发现的第一种金属。”(马克思·政治经济学批判·北京:人民出版社,1955:177.)。

关于人类最早是在何时发现和使用黄金,考古学家和历史学家经过几千年的探索,至今未能提出确切的回答。通常人们是把发掘的古代墓葬中金器物的制作年代作为人类最早发现和使用黄金的日期。随着考古学的新发现和历史学研究的新成果,这个日期也在不断的更新。据考证,早在公元前 12000 年古埃及人就已经认识了黄金,在公元前 4000 年黄金在埃及已经得到广泛应用。1986 年在保加利亚瓦尔纳一处墓葬中发掘出一批金器物,距今已有 7000 年的历史。

中国是发现和使用黄金最早的国家之一。1976 年在甘肃省玉门火烧沟遗址发掘出一批奴隶社会早期夏代的墓葬品,其中有称作鼻饮的齐头合缝的金、银、铜环,还有男女佩戴的金耳环。这说明中国古代早在距今 4000 年前即已经使用黄金制作饰品了。显然,中国古代认识和发现黄金的年代应该会更早些。

1.3.1.2 金的命名

由于黄金是人类最早发现的极少数几种金属之一,因此,关于黄金的命名和文字也很早就出现了。早在象形文字阶段就已经出现了金字的记载。古埃及人曾用几何图形“圆”作为黄金的象征。西方炼金术士则用一个圆和一个圆心,或四周有光束的圆环表示黄金,用太阳作为黄金的形象,表明他们认为黄金和太阳或希腊太阳神(阿波罗)一样神圣。这就是黄金命名和文字的雏形。而在现代,许多欧洲语言中,金和太阳仍然有着密切的联系。

中国古代早在公元前 11 世纪以前的殷商时代的甲骨文中就已出现了“金”字。甲骨文中“金”字的形象酷似张开的河蚌,这是由中国古代最早的贝壳货币演变创造而来的。这和《史记》中把金和贝都作为币的论述是一致的。东汉许慎《说文解字》是中国古代第一部字书,也是世界上最古老的字书之一。中国古代按色泽将金属分为黄金(金)、白金(银)、赤金(铜)、黑金(铁)、青金(铅),统称“五金”。《说文解字》中说:“五金黄为之长”,并说:“凡金属之属皆从金”,即凡代表金属的字都以金作字旁。

英语中黄金为“Gold”,在古英语中,“Geolo”意为“黄色”或“光亮耀眼”。这一英语名词来源于梵语“Jvalita”,它是由“Jval”(意为“闪光”)引申而来。拉丁语中的黄金为“aurum”,早期的色宾语中的黄金为“ausum”,据考证,二者均源自于早期的意大利语“aurora”,其意为“黎明之光”或“灿烂”,这就是金的元素符号“Au”的来源。由此可见,古代“黄金”一词代表着太阳的形象,代表着“黄色”、“闪光”和“光明”之意。说明古人视黄金同太阳一样神圣,并予以崇拜。简言之,“金”的拉丁文名称为“aurum”,英文名称为“gold”,“金”的元素符号为“Au”,是拉丁文的字头。在中国,“金”是一个古汉字。

1.3.2 银的发现及命名

1.3.2.1 银的发现

银是人类发现较早的金属之一。由于自然界存在的自然银很少,大部分呈化合物状态,因而其发现比金晚,一般认为发现银的年代应在距今 5500 至 6000 年前。

由于古代通过冶炼得到银的量很少,使得它的价值比金还贵,大约在公元前 1780 年至

1580 年间,埃及王朝的法典中规定,银的价值是金的两倍。直到 17 世纪,在日本银和金的价值还是相等的。

中国是最早发现和使用银的国家。相传大禹治水周游全国,调查各地山川地形和物产而写成了《尚书·禹贡》一书,书文曾被铸在九鼎上,而鼎为铜铸,说明当时已进入铜器时代。《尚书·禹贡》中记有“厥贡羽毛齿革惟金三品”。据考证,此“金三品”即指金、银、铜。书中还提到,当时扬州要向朝廷贡献“金三品”,说明当时在江浙一带已生产金、银和铜了,此距今已有 4000 余年的历史了,显然中国发现白银的时间应比此更早些。

1.3.2.2 银的命名

在中国古代的象形文字中,已有“银”字的记载,写成类似“D”字的形状,像月亮的形象,表示白银具有月亮般的纯洁和光辉。简言之,银的拉丁文名称为“argentum”,意为白色;英文名称为“Silver”,为光明之意。银的元素符号“Ag”来自拉丁文字头缩写。在中国,“银”是一个古汉字。

1.3.3 铂族金属的发现及命名

1.3.3.1 铂的发现及命名

A 铂的发现

铂族 6 种元素,和金一样几乎完全呈单质状态存在于自然界,在地壳中的含量也和金相近,也同样具有化学惰性。但是由于它们在地壳中的分布极度分散并具有高熔点,使得它们比金更难被发现。因此,发现铂族金属的时间比发现金要晚得多。但由于铂比其他 5 种金属在矿物中的含量大得多,这使得铂成为铂族金属中首先被发现的金属。

远在公元前 700 多年时,古埃及人已能将铂金铸成象形文字装饰其神匣。公元前 100 多年,南美洲古代印第安人即已利用铂和金的合金制成装饰品,这些古代文物现在还保存在美国宾夕法尼亚大学博物馆和丹麦哥本哈根国家博物馆中。

最早有铂记载的文献是在 1557 年,意大利学者和诗人发现在南美洲和中美洲西班牙殖民地的矿山中所获得的白色金属难以熔化,便称其为铂。因为这种新金属和银很相似,而银在西班牙语中称为“Plata”。

人类对铂族金属的真正认识和利用,实际只有二百多年的历史。1748 年,西班牙科学家安东尼奥·乌洛阿所著《关于南美洲旅行的历程报告》一书出版。书中写到,在南美洲哥伦比亚艾尔乔考地方的一个矿里有一种无用的金属矿石,叫做“Platina”,金中如含有这种金属,将会使金失去价值。现在已知,这是由于金中含有铂时会使金变脆的缘故。安东尼奥·乌洛阿是第一位对铂进行了详细研究的学者,他对在哥伦比亚平托河的金砂中发现的这种银白色的自然铂进行了研究,发现其化学性质稳定,熔点高,延展性好,相对密度大。

18 世纪中叶,南美洲的铂矿(自然铂)传到欧洲,一些欧洲学者开始对铂进行研究。大约在 1741 年英国医生布朗利格对铂进行提炼研究,1750 年他向伦敦皇家学会提交研究报告,叙述了铂的一些性质。于是引起争论,不少学者在研究了铂后认为它不是一种纯金属,而是金、铁和汞或者是金和铁的合金。还有人认为它是半金属。1752 年瑞典化学家谢斐尔肯定了铂是一种独立金属,称它为“aurum album”,即“白金”。1789 年拉瓦锡发表他制定的元素表,将铂列入其中。

B 铂的命名

在安东尼奥·乌洛阿所著《关于南美洲旅行的历程报告》中,将在哥伦比亚的平托河中发现的新金属称作“platina”,这是西班牙文“plata”(银)的俚称。当时西班牙人把铂称为“platina del pinto”,意为“平托(pinto)河里的银”。当时曾把铂称作“劣质碎银”和“小银”或“稀有的银”(即“platina”)。

现今铂的拉丁文名称“platinum”正是从西班牙语“platina”演化而来,其意为“稀有的银。”

简言之,“铂”的拉丁文名称为“platinum”,英文名称为“platinum”。“铂”的元素符号“Pt”为拉丁文字头的缩写。在中国,“铂”是一个古汉字,古意为极薄的金(专指金,而不是金属)。用“铂”字译“Pt”,既谐音又会意,还巧合了“白色金属”之意。

1.3.3.2 铂族其他金属的发现和命名

A 钯的发现和命名

在铂族元素的矿石中,通常以铂为主要成分。因此,铂被发现最早,其余 5 种元素均因含量较小,必须通过化学分析才能确定是否为独立金属,故发现较晚。

由于钯、铑、铱、钌、铇等元素均与铂为共生金属,成为天然合金。因此,它们都是在从铂矿石中提炼铂后的残渣中发现的。

铂族元素的化学性质非常稳定,除铂和钯外,其他 4 种元素不但不溶于普通的酸,而且不溶于王水。但铂很易溶于王水,钯还溶于热硝酸中。故将铂族矿石溶于王水后,不溶于王水的铂族元素就会留在矿渣中。因此,这时是把矿渣弃掉,还是对其作进一步分析研究,就成为其他几种元素能否被发现的关键步骤。

1803 年,英国化学家威廉·海德·沃拉斯顿在使用氯化铵(NH_4Cl)从铂矿的王水溶液中沉淀出铂氯化铵 $(\text{NH}_4)_2[\text{PtCl}_6]$ 的试验中,在母液中发现了钯,并以 1802 年发现的一颗小行星的名字“Pallas”命名,这个词源自希腊神话中的智慧女神“帕拉斯(Pallas)。”钯的拉丁文名称为“Palladium”,元素符号为 Pd,为拉丁文名称的缩写。中文译为“钯”字,既谐音又会意。

B 铑的发现和命名

英国化学家威廉·海德·沃拉斯顿在发现钯的同一年(1803 年),将天然铂矿溶于王水中,加入氢氧化钠溶液,中和过剩的酸,再加入氯化铵(NH_4Cl),使铂沉淀为铂氯化铵 $(\text{NH}_4)_2[\text{PtCl}_6]$,再加入氰化汞,使钯沉淀为氰化钯。滤去沉淀后向滤液中加盐酸,除去过量的氰化汞,并把溶液蒸发至干,则出现一种暗红色沉淀。分析证明,这是一种新金属和钠的氯化物形成的盐 $\text{Na}_3\text{RhCl}_6 \cdot 18\text{H}_2\text{O}$ 。因这种盐具有玫瑰般鲜艳的暗红色,就以希腊文“rhodon(玫瑰)”命名为“rhodium”,其元素符号为“Rh”,为希腊文字头。中文以谐音加会意的原则译为“铑”。

C 铱的发现和命名

1803 年,英国科学家史密斯逊·坦南特(Smithson Tennant)在研究王水溶解铂后的剩余残渣时,发现了两种新金属。其中一种金属的化合物从溶液中析出沉淀时,其颜色或青、或紫、或深蓝、或黑,随着沉淀情况而多变。因此,即命名为拉丁文“iridium(铱)”,这个词来自希腊文“iris”,原意为“虹”,喻其似虹一样颜色多变。其元素符号为“Ir”,是名称的字头。中文译为“铱”。

D 铱的发现和命名

在 1803 年,英国科学家史密斯逊·坦南特在上述发现铱的试验中还发现了另外一种金属。这种金属的氧化物有特殊的气味。原来这种金属氧化物即四氧化铱(OsO_4),它的熔点只有 41°C ,易挥发,有恶臭。于是这种金属即被命名为拉丁文“Osmium”,它来自希腊文“Osme”,意为“臭味”。其元素符号即拉丁文字头“Os”。中文译为“铱”。

E 钌的发现和命名

钌是铂族元素中在地壳中含量最少的一个,因此也是最后被发现的一个铂族元素。它是在铂被发现 100 多年后,比其他铂族元素晚 40 年才被发现的。

钌是俄国科学家发现的。早在 1828 年,塔尔图(Tahty)大学化学教授奥桑在研究乌拉尔发现的铂矿时,即提出在该铂矿中除铂外还有三种金属。其中第三个被命名为“俄罗斯”国家的拉丁文名称“Ruthenia”,这就是“钌”。

喀山大学化学教授克劳斯从 1840 年即开始对铂渣中这种新金属进行研究。1844 年,从乌拉尔铂矿渣中制得 $(\text{NH}_4)_2[\text{RuCl}_6]$,经煅烧后获得金属钌。经科学院组成的一个专门委员会审查克劳斯的试验结果后,确认了克劳斯的发现,铂族元素的发现到此结束。

钌的拉丁文名称为“ruthenium”,它来自“俄罗斯”的拉丁文名称“Ruthenia”。这是由化学教授奥桑为纪念他的祖国俄罗斯而命名的。钌的元素符号“Ru”为拉丁文字头。中文翻译为“钌”。

1.4 贵金属的用途

贵金属因其优良特性的魅力和永恒的价值而在人类漫长的文明发展史中发挥着重要作用,在众多领域被广泛应用。由于科学技术的迅速发展,贵金属在许多新兴工业尤其是尖端科技产业中的应用日益广泛。因此,近年来贵金属被誉为“现代工业的维生素”和“现代新金属”。

1.4.1 金的用途

黄金具有许多优良的物理和化学特性,因而使它具有了商品和货币双重职能。这是在人类社会经济发展中客观形成的,而不是人为所能决定的。这使得黄金在人类社会经济中具有广泛用途,发挥着重要作用。

1.4.1.1 黄金用作货币

早在远古时代,黄金就被作为交换手段进入了流通领域。货币学家和考古学家认为,世界上第一枚金币是在公元前七世纪在里底亚诞生。这种金币是由含金 73%、含银 27% 的合金冲制而成。但由于古代的黄金产量还太少,只能用来作为帝王贵族的装饰品、珍藏品和财富,在社会上大量流通的还是铜币和银币。直到 19 世纪,一方面黄金产量大幅度增长,几乎超过了前五千年的总产量,这才使黄金在数量方面能够满足作为流通交换手段的需要;另一方面资本主义生产有了极大的发展,商品经济发展到一定程度,需要制定一种更加完善的金属货币制度,以满足经济和贸易发展的要求。

货币是固定地充当一般等价物的特殊商品,它是在商品生产和商品交换发展到一定阶段时自发地从普通商品中分离出来的特殊商品。在人类发展的不同历史阶段曾使用过不同的商品充当货币,如牲畜、皮革、象牙、贝壳及一些金属等。在金属货币发展中,大多数国家

最早是先以铜和银作为货币,个别国家也使用过铁、铝和锡(关英甫.黄金与黄金市场.北京:中国金融出版社,1993.)。中国在春秋战国时代已广泛流通刀形、铲形和环形等各种形式的铜铸币,汉代开始出现铁钱。

16~18世纪,新兴资本主义国家广泛采用以金银两种金属为“本位货币”的货币制度,并均为主币,即所谓“金银复本位制”。但不久,由于金银市价的不断波动给商品交换带来困难,这种制度已不适应当时资本主义的生产发展和商品流通的需要。黄金由于具有以下这些特殊和良好的物理化学性质,从而赋予了它很多优良的社会自然属性:

(1) 产量稀少。有史以来,至2008年人类开采的黄金大约有17万吨左右,这使黄金成为稀贵金属。

(2) 价值大,价格昂贵。

(3) 体积小(密度大),便于携带和储藏。

(4) 质地均匀,价值均匀,分割后每一部分均相同。

(5) 耐腐蚀,不变质。

(6) 易于分割与合并。

(7) 经久耐磨,不易耗损,重量和外形不易变化(这是相对非金属等其他物质而言)。

黄金这些优良的自然属性使它成为表现商品价值量,充当一般等价物的最好材料,成为公认的唯一“货币金属”,成为唯一突破地域及语言限制的国际货币,在相当长的时期内独占“本位货币”的宝座。只有当黄金由普通商品成为货币这种特殊商品时,黄金才真正由帝王贵族们所垄断的“皇家金属”变为了进入广泛流通领域和寻常百姓人家的“货币金属”。

18世纪末到19世纪初,以英国为首的新兴资本主义国家的国际贸易和国际信用有了迅速发展,急需一种稳定的币值较高的货币,于是“金本位制”货币制度应运而生。这一重大变革开始于英国,英国在1489年首次铸成金镑和银镑同时流通,实行金银复本位制。1717年,英国实际上已经实行了金本位制,到1816年正式实行金本位制。随后各资本主义国家在19世纪内纷纷效仿,葡萄牙于1854年、德国于1873年、法国于1876年、俄国和日本于1897年、美国于1900年先后采用金本位制货币制度。到1914年第一次世界大战时,共有59个国家实行金本位制。金本位制已经成为主要工业国通用的一种国际货币制度。

货币具有五种职能:(1)价值尺度;(2)流通手段;(3)储藏手段;(4)支付手段;(5)世界货币。黄金被作为货币,完全具有这五种职能,这是由于黄金具有优良的社会自然属性所决定的,是任何其他金属所不能取代的。所以在商品经济发展到一定阶段时黄金就自然地被充当货币而承担了货币职能。正如马克思所说:“金银天然不是货币,但货币天然金银”(马克思.资本论.第1卷第107页)。中国从未实行过金本位制,在明代后期,白银货币取得合法地位,实际上是实行了银本位制。在清代宣统二年(1910年)正式采用银本位制。中华民国期间,货币制度比较混乱,1935年11月,中国政府实行币制改革,发行法币,依附于英镑和美元,实际上是“金汇总本位制”。新中国实行的人民币货币制度是一种“实物本位制”,既不是金本位制,也不是银本位制。它不完全受国际市场黄金外汇、股票市场的涨落而波动。新中国未发行过流通黄金货币,近年发行的金银币只是纪念币,并非流通货币。

在实行金本位制时期,保证了外汇汇率的相对稳定和世界市场的统一。金本位制是一种相对稳定的货币制度,在第一次世界大战(1914—1918年)前,它是主要工业国家通用的一种国际货币制度。它对资本主义的发展起到了积极的作用。

第一次世界大战爆发后,由于资本主义国家之间的矛盾进一步尖锐化和战争带来的影响,黄金在国际间的自由流通受到限制,从而使金本位制的稳定性受到破坏,导致许多国家相继放弃典型的金本位制。到1929年至1933年,发生世界经济危机,引起通货膨胀,人们纷纷用纸币(法币)兑换黄金,各国央行黄金储备迅速下降,被迫放弃法币(纸币)兑换黄金制度,迫使各国不得不先后放弃各种形式的金本位制。1976年4月国际货币基金组织通过了“牙买加协议”,废除了黄金条款,用“特别提款权”代替黄金作为国际间的债务清偿工具和借贷工具。从此开始了黄金的非货币化过程,使其逐步向商品属性回归。直到1978年2月(也有资料为“4月1日”),国际货币基金组织第二次基金修正案生效,规定将“特别提款权”作为主要储备货币,黄金不再作为货币定价标准,废除黄金官价,允许按市价买卖黄金。至此,黄金非货币化的过程和法律手续最终完结,在国际货币体系中彻底割断了黄金与货币的联系。

在黄金被非货币化后,黄金所具有的五项货币职能中,前两项职能即价值尺度和流通手段已经消失,但其中储藏手段、支付手段和世界货币三项职能仍然在发挥着积极作用。

目前随着科学技术的进步,社会经济和电子、电信产业的快速发展,国际贸易结算已进入电子时代,现代信用货币制度高度发达。黄金这种古老的货币是否真的没有用了呢?是否已经真的彻底退出了世界货币体系的历史舞台了呢?现在,关于黄金非货币化问题,世界上仍然有两种不同的观点。尽管黄金已经被非货币化,但是黄金仍然是世界各国国际储备中的重要组成部分,仍然被公认为是国际资产、是国际结算的最终支付手段之一、是防范现代信用货币制度兑付风险的有效基石、是世界范围内的通用货币硬通货。尤其是当社会动荡、经济不稳、通货膨胀、纸币贬值时,人们总是把黄金视为“具有永恒价值的保值资产”。甚至有经济学家认为“黄金是唯一的储藏价值”,具有不可超越的优势。黄金仍然是唯一能够突破地域、语言和种族界限的世界公认的国际资产。目前,黄金在国际货币体系中的地位虽已下降,但黄金储备仍是支付国际货币基金组织收付行为的重要组成部分,黄金在国际货币体系中的地位和作用仍将十分重要。可见黄金的货币职能不是在短时期内轻易能够被废止的。

1.4.1.2 黄金的工业用途

在古代,大约在旧石器时代初期,黄金被人类发现后,首先被用于首饰,慢慢才用于其他装饰和货币,后才用于镶牙。显然严格地说,这些都不属于工业应用。黄金的真正工业应用应该从20世纪50年代初随着现代高科技工业的发展才发展起来的,主要应用于电子工业、信息产业、航空和宇航等工业中。黄金在现代工业中被广泛应用,主要是由于它具有很多优良特性,如化学稳定性、耐腐蚀、不氧化、导电性和对太阳光的热反射性能等。

A 黄金在电子、电器和通信工业中的应用

黄金被广泛用于电子、电器和通信工业的设备和器材中。电话机、程控交换机、电视机和无线通信器材等的继电器、固体电路微型集成块、插接件、高频开关等,使用纯金或镀金材料,可保证其接点可靠,以及反复连通或切断的转换性能。

例如,在通信工业中需要使用电缆传输信号,电子信号会随传递距离的增大而衰减,若要长距离传输信号,必须每隔一定距离安装扩大器放大信号。这在陆地上较易实现,但在海洋中海水会腐蚀扩大器,无法实现海底长距离传输。因此,虽然早在1851年,从英国的多佛尔通过英吉利海峡到法国的加来,铺设了一条海底电缆,但水平距离仅有30 km。直到用黄

金包涂扩大器后,才于 1956 年建成第一条横越大西洋的海底电缆。

B 黄金在航空航天工业中的应用

黄金可使安装在喷气式飞机、宇航飞行器、导弹上的电子系统与地面接收系统之间发出的指令和信号在通过联结器传送到接收器的过程中,不会发生千分之一秒的中断。因此,在 1969 年人类首次登月成功的“阿波罗”11 号飞船以及火箭和地面接收系统,据报道,总共使用了 1 t 黄金和其他贵金属材料。1982 年发射的“哥伦比亚”号航天飞机也用了 40 kg 黄金。

美国在“甲虫”字航站的外壳上加装镀金铝塑隔热反射屏后,站内温度由 43℃ 降至 24℃。美国用于研究电离层的“普罗斯珀罗”号和“阿里尔”4 号卫星的外壳采用黄金喷镀后,不仅可以自行调节卫星内部的温度,还可使离子自由穿透,以避免离子聚集而造成突发事故。

在宇航服上镀一层厚 0.2 μm 的金,可使宇航员在太空行走时免遭红外线的热辐射。在喷气发动机的油嘴上、宇航飞船的仪表和燃料供给系统部件上镀金,以及用 AuNi18 合金钎焊航空发动机的叶片等,都是为了免受红外线辐射而造成损害。

C 黄金在军事工业中的应用

黄金特有的反射红外线性能,被广泛用于军事工业中,使用黄金制造各种用途的红外线探测器和反弹道导弹装备等。美国“空军 1 号”总统座机就是通过镀上热反射“激光金”,来保护座机免遭热跟踪导弹的攻击。美国大多数战斗机和战术直升飞机都装有红外热反射金板。“哈姆”反雷达导弹,是美军武器中的王牌,经 10 年研制,耗资 3 亿多美元。其镀金外壳可吸收电磁波,具有识别真假目标的能力,可使敌方雷达很难发现。它的频带能覆盖和识别所有已知的辐射源频率,并能选择和攻击其中任何一个。在航海望远镜上镀金,则望远镜无需清擦,可一年四季保持清晰。

D 黄金在化学工业中的应用

据统计,目前世界上 85% 以上的化学工业都与催化剂有关,而在使用的催化剂中有 50% 以上为贵金属催化剂。催化剂可使化学工业缩短生产周期,降低生产成本,减少副产品。近代化学工业发展史反映了贵金属催化剂的发展史。黄金在化学工业中主要作为催化剂使用,早在 1906 年人们就开始对黄金的催化作用进行研究,但长期以来认为黄金只有弱催化性。而近年来的研究成果证明,在许多的化学反应中,精细制备的黄金载体催化剂具有高活性和选择性,而且比任何其他催化剂的工作温度都低,最低可到 90K (-183℃)。反应温度降低,可提高相关反应的选择性,减少发生副反应,并可提高热效率和降低生产成本。例如,载金催化剂可迅速催化一氧化碳氧化为二氧化碳和将氮氧化物还原等化学反应。

当黄金被粉碎到纳米数量级(2 ~ 20 nm)粒度时,其物化性质会发生显著变化。纳米级金载体催化剂具有超常的催化活性,可降低一些化学反应的反应温度。

以黄金作原料可生产“金盐”,即氰化亚金钾($\text{KAu}(\text{CN})_2$),金盐是电镀工艺的主要原料。

黄金常被用于化工设备的安全膜,在化工生产容器和管道内进行包金以确保产品的纯净,尤其是用于特种化学试剂和药品的生产中,如芳香族香料生产用的液氨储罐等。

E 黄金在纺织工业中的应用

化学纤维(人造丝)一般是在强碱与强酸条件下生产,因此,其生产设备的喷丝头材料,必须具有良好的抗腐蚀性、高强度与良好的加工性。黄金合金就是制造喷丝头的首选材料。

扁平的镀金丝纺在棉线或丝线上,常被用于高贵纺织品的花边或镶边即所谓金镶边纺织品。

中国早在唐代,在丝绸上印金敷彩技术就已很成熟了。至今,金粉仍常被用于丝绸上印金敷彩技术的原料。

F 黄金在陶瓷和玻璃工业中的应用

黄金主要被用作陶瓷和玻璃工业的着色剂。

将金、铋、铈合金溶解于芳香油中制成“金水”,作为染料,在高档瓷器、搪瓷和工艺瓷器釉面上绘制花纹图案,经煅烧即成金边或金色花纹图案。

金的化合物氯化金(AuCl_3)广泛用于装饰瓷器的红、紫釉底色。加入其他化合物可改变色调,得到从黑紫色到玫瑰红色等诸种绚丽彩色的釉底色。

在弱酸性氯化金的稀溶液中加入氯化锡溶液制成的紫红色胶体,是红色玻璃的着色剂,将其加入原料中生产的玻璃,含金十万分之一时呈玫瑰红色;含金五万分之一时,则呈红宝石色。将红宝石玻璃磨制成粉,刷在陶器上,可产生红色装饰效果。

铂、铈、金合金可作为生产玻璃纤维的良好漏板材料。

G 黄金在建筑装饰中的应用

早在古代,大量黄金就被用于建筑装饰。帝王宫殿和庙宇的建筑物用黄金装饰,自古至今盛行。后来发展到富豪之家也用黄金装饰民间建筑。现代,许多国家的迎宾馆等建筑也采用黄金装饰,一些大型纪念性建筑物,通常是在房顶或塔尖上镀金。例如,在阿联酋的迪拜,1994年建成一座酒店,楼高321 m,为世界最高酒店。因呈帆船形的塔状而得名“帆船酒店”,自评为七星级。酒店装饰共用黄金26 t。

现在,黄金常被用于建筑玻璃的防护材料。金对光的反射率很高,可达98.4%,并且这种反射率可扩展到远红外线区。在建筑玻璃上镀一层厚 $0.13\text{ }\mu\text{m}$ 的金膜,夏季可把太阳光的热辐射挡(反射)回去,冬季可把室内热源的热辐射反射回室内,相当于一道厚30 cm的隔热墙,起到冬暖夏凉的控温作用,减少空调消耗电能。这种黄金薄膜在反射光下呈褐色,在入射光下呈天蓝色。若在这种镀金玻璃上通电,它会长期保持清洁透明。

H 黄金在日用品工业中的应用

在生产和生活的很多部门需要加热和干燥设备,黄金是制造这类设备的红外线辐射器的良好材料。加热和干燥设备广泛用于纺织、造纸、印刷、塑料、医药处理和食品加工等工艺作业中。

黄金还常被用于金笔、表壳、表带、眼镜架等生活日用品的生产中。

由于黄金具有抗腐蚀、抗氧化等良好特性,1971年,美国制作了一盘金唱片,将其置于“旅行者2号”宇宙飞船上送入太空,以期寻找外星球的智慧生物。唱片上录有包括汉语“你好”在内的60种语言和包括中国京剧部分唱腔在内的27首世界名曲,通过特殊的播放装置不停地向太空播放地球人类的语言、歌声和其他信息。唱片因镀金可经受若干亿年太空环境的考验,长久保持嘹亮的音色,成为世界上寿命最长的唱片。

1.4.1.3 黄金用于制作首饰、饰品和器物

黄金具有高化学稳定性、美丽的颜色等优良特性和良好的观赏收藏价值,因此人类在发现黄金后首先就把它用于制作首饰、饰品和各种器物。几千年经久不衰,人们对黄金饰品情有独钟、喜爱有加。

中国是一个古老的金首饰和金器物生产大国,其品种之繁多堪称世界之最。1976年在甘肃省玉门火烧沟遗址夏代墓葬中,出土了一批石器、铜器和金银器,其中有金鼻饮和金耳环。这是中国发现的最早的金首饰和金器物。

中国古代,很多金饰品和金器物的加工技术和工艺水平都在当时世界属于领先地位,至今出土的金文物数量也是最多的。中国古代著名的首饰有魏晋的金戒、隋代的金链、唐代的风钗、辽代的耳环、元末的金钗、明代的璎珞和凤冠、明清的耳坠等。它们的制作都是巧夺天工、精美绝伦的。在金器物方面,如春秋中叶的错金银铜器“栾书缶”,战国时期的金银错铜鼎、西汉的鎏金长信宫灯、唐代的刻花金碗、明代万历皇帝金丝冠、清代乾隆皇帝庆寿用饮具镶金玛瑙碗等,都是造型奇妙、工艺精湛、纹饰华丽的艺术珍品,令人叹为观止。

在公元前5000年至4000年间,在巴尔干地区、小亚细亚、近东、埃及、印度和中国等这些世界古老文明中心地区,黄金的使用已经从原始阶段发展到新的制作阶段。1972年,在保加利亚瓦尔纳地区一处墓地发掘出一批金器物。考古学家鉴定距今已有7000年,这是人类历史上迄今所发现最古老的金器物。20世纪80年代初,在公元前4100年至公元前3900年间的古埃及墓葬里,发现镶有金柄的石刀和金项链。

现代,各国人民都普遍喜爱和流行黄金首饰、黄金装饰品和黄金器物。黄金等贵金属是珠宝首饰、高贵工艺品、装饰品及各种器物的主要基础材料。研究和开发具有高强度、高韧性、密度小、耐腐蚀等特殊物理化学性质的贵金属合金材料,正在快速发展,以满足人们不断提高的对首饰等装饰品的需求。全世界每年都要用大量的黄金用于制作首饰,如2007年,世界制造业黄金总用量为3072 t,而其中用于首饰业的黄金就达2401 t,占制造业总用金量的78.2%(《黄金年鉴2008》第7页)。

1.4.1.4 黄金在医疗事业中的用途

在古代,人类就把黄金用于治疗 and 长寿的药物和治疗中。中国是最早使用“金药”治病的国家,其历史可追溯到公元前2500年,这已为国际公认。在外科方面,采用金箔、金屑、金粉等直接作为药物用。如《本草疏经》记有:“(将黄金)磨细屑,挑开疔疮头,没人,能拔疔根”。在内科方面,是将金箔或金粉作为“方剂”的组分入药。许多医学古籍均记有:“金(性味)辛、平”、“入心、肺经”等金的药理和功能,如《本草纲目》就列出了金的功能主治为“镇精神,坚骨髓,通利五脏,压邪气,治惊风、癫痫,镇心安魂”。尤其是在《海药本草》中已有金药可治“肺损吐血”的记载,这里的“肺损吐血”可能是肺结核病。在古印度,人们也认为金药可治疗肺结核。《本草再新》提出金药“利关节”。在4000余年后,现代医学研制的金药确实可以治疗肺结核和关节炎等疾病。

在中国古代的金药方剂中,大多含有犀角和羚羊角。近代研究证明,在动物的角中常含有微量元素金。

据研究,现代金药的治疗目的似乎都未曾超出中国古代金药的治疗目的。这说明中国古代先人,经过几千年的探索,对于黄金在医药和医疗中的应用,积累了极其丰富的理性认识 and 实践经验,不愧为现代医学的先驱。现在,世界医学界对黄金医学价值的研究方兴未艾。例如,金诺芬用于治疗类风湿关节炎因疗效好,毒副作用小而被评为1992年全球最畅销50种药物之一;金同位素“ Au^{198} ”放射线用于治疗癌症和肝病的检查;用含金盐的各种制剂治疗肺结核病等。

金和金合金除用于药物外,还广泛用于医疗材料,如牙科材料、针灸材料和人体植入材

料等。

金是最古老的牙科材料。在巴黎的卢浮宫内现在仍珍藏有公元前 600 年至前 400 年古代腓尼基(现叙利亚西部濒地中海之古国)人使用黄金修复牙齿的样品,它是用金丝捆绑在一起的白齿试样。在古埃及、腓尼基和古意大利等国,这种用金作牙科修复材料的技术都有高度发展,后在希腊和罗马也广泛应用。中国也是最早将黄金用于牙科修复材料的国家之一。现在,世界各国均广泛使用黄金作牙科修复材料。19 世纪以来,更广泛将黄金用于牙齿的装饰。20 世纪初,已将精密铸造和粉末冶金技术引入牙科修复工艺中。材料学家经过长期的研究,已经开发了一系列“标准牙科材料”,其中常用的都是金基合金材料。1998 年至 2007 年,10 年间全世界每年用于牙科消费的黄金为 57.8 ~ 69.1 t,其中只有 2007 年为 57.8 t,其余 9 年都在 60 t 以上(《黄金年鉴 2008》第 78 页)。

针灸疗法是中国古代发明的一种治疗方法。目前,针灸疗法的许多优点也吸引了很多西方医务人员和学者热心学习、研究和应用。制造针灸疗法用针的材料有三种,即金合金、银合金和不锈钢,其中 14K 金针是最通用的。

在医疗工作中,有些患者因受外伤或先天畸形,常需用人工材料植入体内代替人体的某些组织器官。这种材料被称作为“人体用生物材料”或“外科种植材料”,简称“植入材料”。显然这种材料必须在体内环境中具有抗腐蚀性和相应的强度,更重要的是还必须对人体有良好的生物相容性。金银等贵金属材料因具有较好的生物相容性而被广泛应用于人体植入材料。如金被用作埋入式心脏起搏器的材料,用作视觉、听觉、痛疼等多种神经修复刺激装置的材料等。

1.4.1.5 黄金在宗教、佛事中的用途

从人类历史的蒙昧时期开始,世界各民族就不断地创建了许多宗教和神。于是大量的黄金被用于宗教和佛事活动中。庙宇的装饰、神像的塑造和各种宗教与佛事器物的制作等都要使用大量的金银珠宝。

耶路撒冷的圣殿山(原名锡安山)建有一座犹太教圣殿,圣殿四壁涂金,两扇大门镶嵌的展翅天使,表面均贴金箔。世界各地的基督教、天主教等各教派的大教堂都采用黄金装饰。各伊斯兰国家清真寺的穹顶大多都是用鎏金装饰。在耶路撒冷圣殿山上建有一座“阿克萨”清真寺,20 世纪 40 年代,约旦国王仅为修复这座清真寺的穹顶,就使用黄金 80kg。

佛教源自于印度。中国的佛教是在东汉明帝永平 10 年(公元 67 年)由贵霜帝国大月氏僧人传入中国的。佛教传入中国后,增加了许多中国色彩,也增添了众多中国菩萨。汉末三国时期战乱频发,人民苦难深重、精神空虚,于是兴建寺庙之风盛行。三国时吴国在徐州建立的“浮屠祠”中的佛像是“以铜为人,黄金涂身,衣以绵彩”(《吴志·刘繇传》),说明这是鎏金铜佛。唐代玄奘去印度取经回国后,唐王朝不仅耗用大量库银和黄金修建慈恩寺和大雁塔等,还向许多寺庙敬献大批金银供奉器物 and 法器。1987 年在重建陕西扶风法门寺砖塔时,从塔基地宫中出土的 121 件金银器物,就是唐王李世民奉献给该寺的佛教法器和礼佛器物。

元代所建寺庙很多,《元史·世祖本纪》即记有:世祖忽必烈“建大圣寿万安寺,佛像及窗壁皆金饰之,凡费黄金五百四十两有余;又缮写金字藏经,凡糜金二千二百四十四两”。

藏传佛教是中国佛教的一个分支,又称喇嘛教,是在唐代传入吐蕃的。拉萨的布达拉宫,原是吐蕃王松赞干布迎娶文成公主后由唐代工匠按唐、藏两种风格建造的。由于地势高

耸,因遭雷击,大部分殿堂被毁。现在的布达拉宫是 1645 年由五世达赖主持重修的。经 300 多年的风雨侵蚀,宫殿墙壁多处出现裂缝,殿内装饰和陈列也多尘封脱色。1998 年中央政府为保护藏文化出资并拨大批金银全面修缮布达拉宫。

布达拉宫内安放自五世达赖以来各世达赖的灵塔。其中 1690 年修建的五世达赖灵塔是最早也是最大的一座灵塔。该塔高 14.85 m,塔身用 11 万 9 千两黄金包裹。最晚的是 1936 年修建的十三世达赖灵塔,塔高 14 m,塔身用黄金包裹。

1989 年 1 月 28 日,十世班禅额尔德尼·确吉坚赞在日喀则扎什伦布寺主持五世至九世班禅遗体合葬灵塔祀殿开光典礼时,心脏病突发圆寂。中央政府特拨黄金约 960 kg、白银约 800 kg、人民币 6400 万元,为十世班禅修建灵塔和祀殿,历时 4 年于 1993 年竣工。灵塔和祀殿占地 1993 m²,灵塔高 11.52 m,塔身用金银包裹,这是世界上规模最大的金质灵塔建筑群。

现今分布在西藏、青海、内蒙古、甘南、川西及北京、承德的喇嘛庙也都是按藏传佛教寺庙风格建造的。外塔和屋顶的龙、羊、幢、轮等多为鎏金装饰,有些屋面还覆盖以鎏金铜瓦。

在东南亚和南亚,佛教寺庙到处可见。在泰国首都曼谷的一座寺庙里,有一尊石雕大佛。1940 年移动这尊大佛时,发现石佛上裂开了一条缝隙,裂隙中闪现出一道道金光。寺庙长老令人剥开石佛,原来里面有一尊 5.5 t 重的纯金佛像。幸亏后人别具匠心地给他穿上一件石质外衣,才使金佛逃脱了历代强盗们的魔爪而幸存至今。

道教为中国创立,道教的宫观遍及中国各地名山。道教为多神教,在道观中供奉的诸圣像大多为描金五彩像,也有少数为纯金制造。如在《新五代史·闽世家》中就记载了:“以黄金千斤铸玉皇、元始天尊、太上老君像”。

1.4.1.6 黄金用于收藏

收藏是人类古已有之的一项活动,收藏是一种历史的集存和文化的沉淀。它本源自于皇宫贵族和富商大贾,后随着社会的发展和财富的积累,收藏也逐渐为普通百姓所喜爱而“飞入寻常百姓家”。

社会上的收藏品极为丰富,从金银财宝、古玩字画到奇石异物等无不为人们所收藏。但黄金却是人们所追寻的最受崇尚的收藏品,这是由于黄金具有特殊的独一无二的收藏品质与价值:(1)美丽的颜色、耀眼的光泽;(2)熔点高,经一般煅烧仍可葆其夺目的光辉,获“真金不怕火炼”之美誉;(3)抗腐蚀性强,经久不失色、不变质;(4)密度大、体积小,便于携带、宜储藏;(5)稀有珍贵;(6)具有货币性质,有保值甚至增值功能。黄金的这些优良收藏品质,使其具有了永恒的价值和魅力,历来为世人所崇尚和珍爱,成为尚佳的收藏品。

现在世界各地的政府博物馆和富豪人家都拥有丰厚的收藏物,普通百姓也纷纷加入收藏活动,有些成为收藏家。其中以黄金或金合金为材料制作的各种金币、纪念金币,黄金首饰、工艺品等各种金器物,尤其是古代金器物都是最好的收藏珍品。

1.4.2 银的用途

银和金一样也是一种古老金属,也具有特殊的自然魅力和价值,在人类文明发展史中形成了永久的、令人神往的银文化。银在现代工业和医疗事业中正在得到日益广泛的应用。

1.4.2.1 银用作货币

在远古时代,约在公元前 3500 年前,人们是从砂矿中获得自然金和自然银的,但获取的

白银远少于黄金。由于白银相当稀少,那时银的价值与金相当,甚至略高于黄金。

银和金一样,也具有很多优良的理化性质和自然属性:(1)月光般漂亮的颜色,极具美学价值;(2)相对贱金属而言,其产量和储藏量比较稀少;(3)呈固态,有良好延展性,易于制形;(4)密度大、体积小,便于携带和储藏;(5)易于分割与合并;(6)有永恒的贮存价值。这些优良特性使白银自然地成为实物货币(真实货币)最好的材料。正如马克思所说:“金银天然不是货币,但货币天然金银。”在古代,银除被用于首饰、装饰和器物外,最大的应用就是用作货币。尤其是在中东、欧洲和北非,银比金更早地被商人们用于商品贸易的等价交换物。

在人类历史上,货币的发展大体经历了这样一个过程:多金本位制—金本位制—银本位制—金银本位制—纸币本位制。在原始社会末期,开始出现了物物交换,在古代奴隶社会以前,是以牲畜、粮食、布帛、食盐、皮毛、贝壳、玉石和金属当作一般等价物,即实物货币。到封建社会时期,才只把金属作为货币使用,其中金银为主货币,铜、铁等作为金银的辅助货币。也有资料表明,铝和锡也曾被作为古代的金属货币使用,形成“多金本位制”。中国的多金货币制度早在公元前3000年的夏虞之前已经开始。司马迁在《史记·食货志》中记述:“虞夏之币,金为三品,或黄、或白、或赤;或钱、或布、或刀、或龟、贝”。这里的“金”是指金属,包括金(黄)、银(白)和铜(赤),说明当时已实行了多金属货币制度,而且这三种金属的价值高于钱、布、刀、龟和贝。

由于黄金更为贵重,其产量和贮存量也越来越多,加之黄金具有一系列优良特性,因此黄金便逐渐发展为主导货币,形成金本位制,白银成为辅币。但这里所谓“金本位制”是指以金币为主要流通形式的金币制,和19世纪后在世界范围内实行的“金本位制”那种国际货币制度是两种不同的概念。在古埃及、美索不达米亚、印度、土耳其、爱尔兰、罗马、希腊等地域,都曾广泛流通各种形式的金币,同时各种形式的银币也作为辅币流通。

中国早在战国之前,已有零星金块和金饼用作金币。战国时代(公元前475年—公元前221年)的楚国盛产黄金,并铸造大量金币,如“郢爰”、“陈爰”、“郢爰”、“郢爰”、“郢爰”和“卢金”等金币。在20世纪50年代曾在中国广大地域出土大量楚金币,这说明在战国时代金币已经广泛流通。同时,作为辅币,银币也在战国时代诸国中流通。

到中世纪(476—1475年),欧洲国家黄金产量下降,白银产量增加,许多硬币的制作开始采用白银代替黄金,使货币制度逐步过渡到银本位制,而金币成为辅币。大体在8~16世纪,是欧洲的银币时代。现代意义的“金本位制”货币制度始于19世纪20年代,首先英国于1821年实行,美国于1878年实行,继而西方大多资本主义国家陆续采用金本位制。但这种国际金币货币制度只延续了短暂时期即被第一次世界大战所终止。这时,纸币诞生了。虽然于1928年又确定恢复金本位制,但随即又受到30年代经济大萧条的冲击,被迫于1978年最终完成了黄金非货币化的进程和法律程序。从而结束了黄金和白银的货币历史地位。

1.4.2.2 银用于制作首饰、装饰和器物

白银具有月光般美丽诱人的颜色、柔软的质地、较高的抗腐蚀性、良好的延展性和银白光亮的色泽。白银这些优良的特性使其具有永恒的魅力,自古以来一直受到人们的喜爱和崇拜。因此,人类在发现白银后,首先就把它用于制作首饰、饰品和各种器物,这些可统称银制品。

大约在公元前4000年,人类即开始制作银制品。在黎巴嫩的拜布洛斯(Byblos)挖掘出

土了公元前 3500 年的 200 多件银制品。在巴比伦迦勒底 (Chaldea) 王室墓中出土一只银瓶,其加工制作技术已经很先进,其制作年代大约在公元前 2850 年,这是幸存至今的最古老的银器之一,现仍存放在巴黎罗浮宫博物馆。地中海东部的铜器时代(大约在公元前 3500 年至公元前 1700 年间),已经用银制作首饰、项链、手镯和戒指,同时还制作了银碗、银杯等生活日用品。在地中海地区,考古工作者曾在古希腊克里特岛发现一件制作精美的银杯,其年代在公元前 2000 年左右。在公元前 1500 年前后,爱尔兰人的银冶炼和加工技术已经成熟,他们生产大量金银首饰和制品并出口,至今在欧洲和中东地区许多国家都可以看到爱尔兰的银制品。现在仍可在爱尔兰和都柏林的博物馆看到这些珍品。古罗马共和国和帝国后期制作了大量银器。考古工作者在一个名为“Mildenhall”的地方,找到了罗马军队当年在此地的财宝储藏地,发掘出精细雕刻和雕镂的大银盆、大浅银盆、银碗、银匙和银高脚酒杯等。

中国古代,缺乏大型方铅矿 (Pb - Ag),银产量相对较少,因此在古代墓葬中金属陪葬品多为铜制品,金银器物很少。但是中国古代的银加工制作技术却非常先进。春秋战国时代,中国的银加工技术已发展到相当高的水平。从出土文物看,当时的银带、银箔制作技术,银箔包覆技术和错金银技术等都已经相当成熟。曾在山东曲阜东周墓出土猿形银带钩。

随着社会经济的发展和生活水平的提高,现代银饰品和银器物制作业依然在不断发展和提高。现在,世界上生产银饰品、装饰品和银器物的产地主要有意大利、美国、法国、俄罗斯、日本、印度、泰国、韩国和中国香港等。素有“首饰王国”之称的意大利,银制品生产工艺先进,其产量和出口量均占世界的四分之一左右,引领世界首饰制造的新潮流。中国香港是世界上重要的银首饰品生产和消费地区。

自古以来,各国人民都喜爱银餐具。这有两个原因:一是银的迷人颜色和闪亮的光泽使银器具极显美观大方、高雅华贵之气质;二是银餐具具有验毒、消毒和杀菌的功效。中国古代皇官贵族就以银箸(筷)验证食物是否有毒,其原因是由于银与砒霜 (As_2O_3)、山奈 (NaCN) 等毒性物质接触时其颜色会因受变腐蚀而变黑。

1.4.2.3 银在医疗业中的用途

自古以来,人类就把银用于消毒、医药和医疗中,并且用途比金广泛。由于银与银合金具有化学稳定性、良好的抗腐蚀性,特别是具有良好的生物相容性,可与人体组织安全共存而不引发病变,因此白银在现代医学领域得到广泛的应用。

在外科方面。银基合金材料广泛用于牙科镶嵌、修复和材料焊接,中国古代采用“银膏”(汞齐合金)修补牙齿是对人类医学的贡献。银合金可作为针灸用针的材料。氯化银是制作医用光纤的材料被用于外科手术中。

在医学诊断和检测方面。卤化银是良好的光敏物质,用于制作感光成像材料。它的这种特殊功能,被广泛用于医疗诊断器材中,如医用 X 光片、CT 片和核磁共振成像片等。这是银在医疗中用量最大的一个领域,是不可或缺的重要医用材料。银染色技术被广泛用于医学诊断和鉴定中。以银为材料的电极可制作生物传感器,用于血液检测。

在医药学方面。人类在古代即已发现银具有一定的消毒抗菌作用,并用于水、葡萄酒、醋和羊奶等的保鲜方法。近代,人们对银对细菌和微生物的作用进行了广泛深入的研究,证明银确实具有抗菌消毒作用,并发现银系列抗菌剂是目前各种物理和化学抗菌方法中适用菌种最广、应用领域最多、最简便高效的一种方法。研究证明,在每升水中只要注入百亿分之二克 ($2 \times 10^{-11} \text{ g}$) 银离子,就可在短时间内杀死细菌,起到消毒和净化作用。

1.4.2.4 银在工业中的用途

A 银在宇航、电子电器工业中的应用

银具有最好的导电、导热性能、良好的化学稳定性和延展性,因此银被广泛用于宇航工业,如航天飞机、宇宙飞船、卫星和火箭上的导线大部分是用银制作的。

在电子、电器工业中,在集成电路、印刷线路、开关电路中,在计算机、电话机、电视机和雷达等电子电器产品中,大量使用导体材料、电接触材料和银电池等。这些电气元件大多都是使用银材料制作的。

B 银用作感光材料

银对光具有很强的敏感性,是迄今为止最好的光敏物质,因此被广泛用于感光材料。自从 1871 年,英国人马多克斯发明感光干版后,感光材料即得到迅速发展。19 世纪 80 年代,德国、日本和美国先后建立了干版、胶片生产工厂(即阿克麦、柯尼卡和柯达公司),开始工业化生产黑白感光材料,如黑白胶片、干版和相纸。20 世纪 60 年代,彩色感光材料投入市场。20 世纪 80 年代,又生产了以半导体红外激光器为光源的感光材料,其感光物质仍为卤化银。当今,彩色感光材料已被广泛用于生活摄影、电影、医用、工业和航空用彩色胶片的制作材料。目前,银盐感光材料是信息材料中应用最广泛的感光材料。它被广泛用于科学技术、文化艺术和人民生活中,为科学技术和生产力发展以及人民生活的改善发挥了重要作用。

C 银的其他工业用途

用于制作反光镜。银有很高的光反射能力,反射率可达 98.4%,因而可用于太阳能设备和高反射率银镜等。

化学镀银是一种电化学离子反应过程,也称“银镜反应”。使用化学镀银法可在非金属材料上镀银。制镜工艺就是在玻璃上镀银的生产工艺。镀银玻璃比镀任何金属的反射能力都强。这种镀银镜不仅是日常生活的必备品,而且也是医疗器械、显微镜、望远镜以及其他光学仪器的基本部件。

用于耐碱材料。银有很强的耐碱性能,故常被用于化学工业的耐碱设备,如制造烧碱用的碱锅,制造实验室熔融氢氧化钠和氢氧化钾的银坩埚等。

硝酸银的广泛用途。硝酸银是重要的化工原料,可直接用于人工降雨、化学分析、医药及胶片冲洗等。以硝酸银为原料可加工银系列产品,如用于感光材料和人工降雨材料的碘化银(AgI)、海水淡化材料氯化银(AgCl)、蓄电池和化工催化材料氧化银(Ag_2O , AgO)等。

1.4.3 铂族金属的用途

铂族金属被人类发现和认识的时期很晚,直到 18 和 19 世纪才被陆续发现并真正认识它们是独立的金属元素。到 20 世纪初,才开始进入工业规模生产。但因它们具有特有的优良性质,使其应用范围日益广泛,并逐渐成为现代科学技术和现代工业中必不可少的重要材料。

铂族金属最初主要用于制造蒸馏釜用以制作稀硫酸,也曾用于铂铱合金制造标准米尺和砝码。到 19 世纪中叶,俄国曾制作铂铱合金币在市场流通。目前,铂族金属的主要用途是制作首饰和工业用催化剂。

1.4.3.1 铂的用途

通常人们把“铂”称为“铂金”，铂金即铂的通称。由于铂具有洁白的颜色，加之“铂”是由“金”和“白”两字组成，因此人们常将“铂”称为“白金”，也可以说，“白金”是“铂金”的俗称。但这种俗称是很不严格的。在冶金材料中，“白金”应泛指具有白色的贵金属，即银、铂、钯、铑、钌、铱等 6 种贵金属。因为金为黄色，钨为蓝灰色，故不属白金范围。但在市场上，常将一切制作首饰的白色金属和合金都称作“白金”，如 K 白金、白色 K 金，甚至近年开发的锆金属都被称作“白金”，使“白金”概念进一步广义化。从而引起市场上贵金属饰品命名的混乱。应该严格将“铂金”和“白金”概念区别开来，“铂金”应专指贵金属铂(Pt)以及以铂为主要基质的铂合金；而“白金”则泛指一切白颜色的贵金属及锆，它包括银、铂、钯、铑、钌、铱及锆以及它们的白色合金。

铂具有洁白的颜色和闪亮的光泽，化学性质稳定、不腐蚀、不氧化，硬度和强度比金大得多，这些优良特性很适于镶嵌钻石和珠宝。因此，铂被广泛用于首饰制造业。其实铂用于制作首饰的历史比金要晚得多。但自从钻石问世后，人们逐渐发现用黄金镶嵌钻石，可能导致钻石泛黄，而钻石闪黄则会大大降低其价值，而且黄金太软，不易镶嵌，于是开始铂金首饰的研究。用铂金镶嵌钻石，完全可保持钻石的纯白色泽，既洁白又晶莹。

铂金首饰梦幻般的白色和光泽自然天成，经久而不褪色，可与任何类型的皮肤相匹配而不致皮肤过敏。充分体现了贵金属的质感、美感和韵律感。尤其是铂金镶嵌珠宝首饰，光彩四射的钻石镶嵌在银辉闪烁的铂金饰品上，晶莹和洁白交相辉映，极显洁白无瑕和雍容华贵，象征着纯洁和高尚，作为爱情信物可表示爱情的纯真和永恒。

铂金首饰风靡世界，以往主要流行于日本、欧洲和北美经济发达国家和地区。现在，随着经济的发展中国已经成为铂金首饰销量第一大国。

铂在工业上也具有广泛用途。

铂的活性、稳定性和选择性都很好，因此在很多领域被用作催化剂。化学工业中的很多工艺过程中都使用铂族催化剂，如炼油工业中的铂重整工艺等。消除汽车排气污染的铂催化剂用量在快速增长。铂催化剂还用于军事用途，成为一种军事物资，美国曾一度禁止铂的非军事用途。

铂铑、铂铈、铂钯合金有很高的抗电弧烧损能力，被用作电接点合金，这是铂的主要用途之一。铂的抗氧化性能强，熔点高，因此被用于制作宇航服。铂铈合金对熔融的玻璃具有特别的抗腐蚀性，因此在生产玻璃纤维和优质光学玻璃时，为防止熔融的玻璃被污染，而使用铂制坩埚和器皿。铂电阻温度计被规定为标准仪器。铂铈合金用于制作工业上的测温元件热电偶等。

铂还被广泛用于医疗事业。铂被用于制作抗癌药物、牙科修复材料、人体内种植材料和人工脏器材料等，如将铂电极电子脉冲器植入心脏，可治疗心律不齐等。

1.4.3.2 钯的用途

钯是铂族金属中抗腐蚀性能最差的金属，能溶于硝酸，更不用说王水了。钯的产量比金和铂多，故其价格也较低。在某些应用中常以钯代铂，在铂族金属中钯的用量最大。

钯和铂、铑的合金可作电镀层，用于电子工业和首饰加工业。

钯广泛用于制作首饰和工艺品。铂中加入钯，可提高铂的浇注性能和表面质量。因此常把铂钯合金或 K 白金作为首饰用材料。在铂中加入钯银合金制作的 Pt900 合金和 18K 白

金是良好的珠宝镶嵌饰品材料。

钯在工业上大量用于空气净化材料,如汽车尾气净化装置和催化剂。钯银合金在工业上用于制作高纯氢的净化材料。

1.4.3.3 铑的用途

铑在闪光灯、灯丝、催化剂、高温热电偶、金属电镀材料和真空蒸发相沉积等方面有非常广泛的用途。

铑对可见光谱具有很强而又均匀的反射能力,在金属中仅次于银。但银在空气中会因硫化物的作用而被腐蚀变暗,而铑耐腐蚀且坚固耐磨,可长久保持其较大的反射率。因此常被用于白银首饰和铂钯合金首饰的电镀层,可经久保持饰品光亮如新,故多数铂金饰品表面镀铑。

铂铑合金在工业上被用于测温元件热电偶,生产优质光学玻璃使用的坩埚和器皿,还被用于制造化学试验用的器皿,如坩埚、电极和电阻丝等。铂铑钯合金用于触媒材料。

1.4.3.4 铱的用途

铂铱合金与铂相比,具有高硬度、高密度、高熔点、高韧性和高耐腐蚀性,且化学性质稳定,仍具银白色和金属光泽,因此在工业和牙科医学中得到广泛应用,也是很好的贵金属首饰材料。使用铱含量较高的铂铱合金制作的饰品,经处理可获得独特的浅蓝银白色彩,具有较高的欣赏和收藏价值。

在工业上,铱主要用于制造科学仪器、热电偶、热电阻等。铂铱合金被用于电接点材料和航空发动机的火花塞接点材料,和铂铑合金一样,也被用于制作化学实验室的仪器材料。

高硬度的铁铱和铱铂合金常用制作笔尖,也可用于制作首饰。

1.4.3.5 钌的用途

钌广泛用于铂钯合金的硬化剂。近年来,在氯碱工业中,用涂钌和铂的钛阳极板取代电解槽中的石墨阳极,提高了电解效率,并延长了电极寿命。这是一项重要技术改革,为钌在工业中的应用开辟了新途径。

钌合金用于机械式电位计的绕阻材料,这种电位计广泛用于工业测量和控制技术中。钌被用于感光材料中的显影加速剂。钌是氧化反应的有效催化剂。钌还是人工心脏起搏器核电池的密封材料。

1.4.3.6 钨的用途

在外科手术中,大量使用“种植材料”置于人体内。钨是制造种植材料必不可少的微量元素。钨被用作顺式羟基化反应的有效催化剂。

贵金属元素的基本性质

金(Au)、银(Ag)、钌(Ru)、铑(Rh)、钯(Pd)、锇(Os)、铱(Ir)和铂(Pt)统称为贵金属,后6种元素又称为铂族金属。在地壳中,贵金属的含量极少,而且分散。在自然界中常以化合物或自然金属状态存在。

贵金属除了有良好的耐腐蚀性能外,还有许多独特的性质。银在所有金属中具有最好的导电性、导热性和对可见光的反射性。金具有极好的抗氧化性和延展性,可以加工成半透明的金箔。铂具有优良的热电稳定性、高温抗氧化性和高温抗腐蚀性。钯可以吸收比其自身体积大2800倍的氢,而且氢可以在钯中“自由通行”。铱和铑在高温下能抗多种熔融氧化物的侵蚀,而且具有很高的力学性能。钌与氨结合,可具有类似某些生物的活性,而应用于生物工程等。人们称贵金属为“现代工业的维生素”和“现代新金属”。

2.1 贵金属元素的物理性质

贵金属的颜色除金为金黄色、锇为蓝灰色外,其余6种金属均为银白色;除金、银外它们均为难熔的金属;都具有较大的密度,其中铱的密度最大,达 22.4 g/cm^3 ;均是热和电的良导体,其中银是最好的导体;均易生成合金,金、银还有良好的延展性,1 g黄金能拉成长3 km的细丝,可碾压成厚度为0.001 mm的金箔;铂、钯易于机械加工,纯铂可冷轧成厚度为0.0025 mm的箔,铑、铱则很难加工,钌硬度高且脆,不能承受机械加工。

贵金属对气体的吸附能力很强。熔融态的银可溶解超过其体积20倍的氧,但凝固时又逸出。450℃时,金能吸收约为其体积40倍的氧,在溶化状态下吸收的氧更多。铂可制成碎粒或海绵体,能吸附气体,常温下可吸收超过其本身体积114倍的氢,温度升高,吸附气体的性能更强。钯可制成非常稳定的胶体悬浮物及固定制剂,后者对氢有极强的吸附性,能吸附3000倍体积的氢。1 mol钯(细粉)可以吸收1 mol乙烯。铱呈微细状黑粒时,易吸收气体,并对许多化学反应有催化作用。熔融铑具有高度溶解气体的性能,凝固时放出气体,铑黑易吸收氢及其他气体。钌和锇也有类似的性质。贵金属对光的反射能力较强。银对白光的反射能力最强,对550 nm的光线,银、铑、钯的反射率分别为94%、78%和65%。

2.1.1 晶体结构

贵金属中除钌、锇为密集六方结构外,其他均是面心立方结构。全部贵元素的原子配位数均为12,其原子序数、原子量、原子半径、原子体积、原子间距、晶格常数及离子直径等晶体结构常数见表2-1。

表 2-1 贵金属元素原子的性质和单质的物理性能

性 质	贵金属元素名称							
	金(Au)	银(Ag)	钌(Ru)	铑(Rh)	钯(Pd)	锇(Os)、	铱(Ir)	铂(Pt)
英文名称	Gold	Silver	Ruthenium	Rhodium	Palladium	Osmium	Iridium	Platinum
原子序数	79	47	44	45	46	76	77	79
相对原子质量	196.97	107.88	101.07	102.91	106.4	190.2	192.2	195.09
主要氧化态	+1, +2, +3	+1, +2, +3	+3, +4, +6, +8	+2, +3, +4	+2, +4	+2, +3, +4, +6, +8	+2, +3, +4, +6	+1, +2, +4
原子半径/pm	144.2	144.4	132.5	134.5	137.6	134	135.7	138.8
原子体积/cm ³ ·mol ⁻¹	10.20	10.27	8.177	8.286	8.859	8.419	8.516	8.085
离子半径/pm	137(+1) 91(+3)	126(+1) 97(+2)	63(+4)	75(+3)	86(+2) 64(+4)	65(+4) 60(+6)	64(+4)	85(+2) 70(+4)
第一电离能/eV	9.225	7.567	7.37	7.46	8.34	8.7	9.1	9.0
电负性 ^①	2.54	1.93	1.42 ^②	2.28	2.20	1.52 ^②	2.20	2.28
晶体结构	面心立方	面心立方	密集六方	面心立方	面心立方	密集六方	面心立方	面心立方
颜 色	黄色	银白色	灰白色或银色	灰白色	银白色	灰蓝色	银白色	银白色
熔点/℃	1064.43	961.93	2310	1966	1552	2700	2410	1772
沸点/℃	2807	2212	2900	3727	3140	>5300	4130	3827
密度/g·cm ⁻³	19.3	10.5	12.30	12.4	12.02	22.48	22.42	21.45
晶格常数/pm	407.8	403.6	270.6	380.4	388.2	273.4	383.9	392.2
原子间距/pm	288.4	288.9	270.6	269.2	275.3	273.4	271.6	277.6

① 电负性为 L. Pauling 值；
② 电负性为 Alfred-Rochow 值。

2.1.1.1 原子序数与原子量
原子序数与原子量见表 2-2。

表 2-2 贵金属元素的原子序数与原子量

性 能	贵金属元素名称							
	金(Au)	银(Ag)	钌(Ru)	铑(Rh)	钯(Pd)	锇(Os)	铱(Ir)	铂(Pt)
原子序数	79	47	44	45	46	76	77	79
相对原子质量	196.97	107.88	101.07	102.91	106.4	190.2	192.2	195.09

2.1.1.2 原子体积与原子半径
原子体积与原子半径见表 2-3。

表 2-3 贵金属元素原子体积与原子半径

性质 \ 元素名称	金(Au)	银(Ag)	钌(Ru)	铑(Rh)	钯(Pd)	锇(Os)	铱(Ir)	铂(Pt)
原子半径/pm	144.2	144.4	132.5	134.5	137.6	134	135.7	138.8
原子体积/cm ³ ·mol ⁻¹	10.20	10.27	8.177	8.286	8.859	8.419	8.516	8.085

2.1.1.3 晶体结构与类型

晶体结构与类型见表 2-4。

表 2-4 贵金属元素原子晶体结构与类型

性 能	贵金属元素名称							
	金(Au)	银(Ag)	钌(Ru)	铑(Rh)	钯(Pd)	锇(Os)	铱(Ir)	铂(Pt)
晶体结构	面心立方	面心立方	密集六方	面心立方	面心立方	密集六方	面心立方	面心立方

2.1.1.4 晶格常数与原子间距

晶格常数与原子间距见表 2-5。

表 2-5 贵金属元素原子的性质和单质的物理性质

性 质	贵金属元素名称							
	金(Au)	银(Ag)	钌(Ru)	铑(Rh)	钯(Pd)	锇(Os)	铱(Ir)	铂(Pt)
晶格常数/pm	407.8	403.6	270.6	380.4	388.2	273.4	383.9	392.2
原子间距/pm	288.4	288.9	270.56	269.2	275.3	273.41	271.6	277.6

2.1.2 热学性能

贵金属的熔点、沸点都较高,在元素周期表的各周期中,呈现随着原子序数增加而降低和在相同的族中从上到下熔点升高的规律,银的熔点最低(960.8℃),锇的熔点最高(3045℃)。贵金属的熔点从低到高的变化顺序为:银、金、钯、铂、铑、钌、铱、锇。贵金属的蒸气压较低,一般情况下不易挥发,但在有氧化的条件下加热贵金属,易形成氧化物而挥发,铂在 1000℃ 条件下,铑、铱在 2000℃ 条件下,形成挥发性氧化物。金是唯一的高温下不易氧化的贵金属。

2.1.2.1 熔点与沸点

贵金属元素原子熔点与沸点见表 2-6。

表 2-6 贵金属元素原子熔点与沸点

性 能	贵金属元素名称							
	金(Au)	银(Ag)	钌(Ru)	铑(Rh)	钯(Pd)	锇(Os)	铱(Ir)	铂(Pt)
熔点/℃	1064.43	961.93	2310	1966	1552	2700	2410	1772
沸点/℃	2807	2212	2900	3727	3140	>5300	4130	3827

2.1.2.2 熔化热与汽化热

贵金属元素熔化热与汽化热见表 2-7。

表 2-7 贵金属元素熔化热与汽化热

性 能	贵金属元素名称							
	金(Au)	银(Ag)	钌(Ru)	铑(Rh)	钯(Pd)	锇(Os)	铱(Ir)	铂(Pt)
熔化热/kJ·mol ⁻¹	12.5	11.3	38.3	27.3	16.9	31.8	41.0	22.5
汽化热/kJ·mol ⁻¹	368.4	284.6	647.4	560.9	371.9	783.3	662.1	563.4

2.1.2.3 蒸气压

贵金属的蒸气压见表 2-8。

表 2-8 贵金属的蒸气压

性 能	贵金属元素名称							
	金(Au)	银(Ag)	钌(Ru)	铑(Rh)	钯(Pd)	锇(Os)	铱(Ir)	铂(Pt)
蒸气压 (1500℃)/Pa	9.066×10^{-2}	34.663	1.333×10^{-6}	1.333	1.333×10^{-6}	1.333×10^{-4}	1.333×10^{-10}	1.333×10^{-4}

2.1.2.4 热容量与热导率

贵金属热容量与热导率见表 2-9。

表 2-9 贵金属热容量与热导率

性 能	贵金属元素名称							
	金(Au)	银(Ag)	钌(Ru)	铑(Rh)	钯(Pd)	锇(Os)	铱(Ir)	铂(Pt)
热容量(25℃)/J·(mol·K) ⁻¹	25.2	25.4	24.0	25.1	26.0	24.8	25.1	25.9
热导率(0~100℃)/W·(m·K) ⁻¹	309.82	418.68	104.67	150.72	75.36	104.92	146.54	71.18

2.1.2.5 比热容与传热系数

贵金属比热容与传热系数见表 2-10。

表 2-10 贵金属比热容与传热系数

性 能	贵金属元素名称							
	金(Au)	银(Ag)	钌(Ru)	铑(Rh)	钯(Pd)	锇(Os)	铱(Ir)	铂(Pt)
比热容/J·(kg·K) ⁻¹	0.129	0.234	0.231	0.247	0.245	0.129	0.129	0.131
传热系数(10~100℃)/W·(m ² ·K) ⁻¹	3.098	4.187	1.047	1.507	0.754	0.879	1.465	0.712

2.1.3 密度与核性能

贵金属密度与核性能见表 2-11。

表 2-11 贵金属密度与核性能

性 能	贵金属元素名称							
	金(Au)	银(Ag)	钌(Ru)	铑(Rh)	钯(Pd)	锇(Os)	铱(Ir)	铂(Pt)
第一电离能/eV	9.225	7.567	7.37	7.46	8.34	8.7	9.1	9.0
电负性 ^①	2.54	1.93	1.42 ^②	2.28	2.20	152 ^②	2.20	2.28
密度/g·cm ⁻³	19.32	10.49	12.45	12.41	12.02	22.61	22.65	21.45

① 电负性为 L. Pauling 值；
② 电负性为 Alfred-Rochow 值。

2.1.4 电学性能

纯铂族金属为良导体,杂质元素的存在会使电阻率明显增加。已用纯铂的这种性质来

制造铂电阻温度计。

2.1.4.1 电阻率与电阻温度系数

贵金属电阻率与电阻温度系数见表 2-12。

表 2-12 贵金属电阻率与电阻温度系数

性 质	贵金属元素名称							
	金(Au)	银(Ag)	钌(Ru)	铑(Rh)	钯(Pd)	锇(Os)	铱(Ir)	铂(Pt)
电阻率/ $\mu\Omega \cdot \text{cm}^{-1}$	2.86	1.59	6.80	4.33	9.93	8.12	4.71	9.85
电阻温度系数(0~100℃)/℃ ⁻¹	0.004	0.0041	0.0042	0.00463	0.0038	0.0041	0.00427	0.003927

2.1.4.2 电导率

纯铂族金属为良导体,其电导率见表 2-13。

表 2-13 贵金属电导率 ($\times 10^{-8} \text{ S} \cdot \text{m}^{-1}$)

温度/K	贵金属元素名称							
	金(Au)	银(Ag)	钌(Ru)	铑(Rh)	钯(Pd)	锇(Os)	铱(Ir)	铂(Pt)
50	—	8.695	4.34	—	1.053	—	—	1.358
100	1.538	2.392	0.735	1.11	0.380	0.512	0.862	0.358
150	—	1.37	0.357	0.50	0.239	—	—	0.205
200	0.689	0.91	0.236	0.339	0.145	0.182	0.308	0.145
273	0.485	0.689	0.149	0.241	0.1024	0.122	0.209	0.1024
300	0.444	0.616	0.132	0.199	0.0926	0.094	0.188	0.0925
400	0.322	0.432	0.097	0.141	0.0692	0.065	0.135	0.0685
600	0.206	0.279	0.062	0.086	0.0474	0.044	0.089	0.0458
800	0.148	0.205	0.045	0.062	0.0372	0.033	0.065	0.0348
1000	0.113	0.159	0.035	0.048	0.0313	0.027	0.049	0.0285

2.1.5 力学性能

铂族金属都具有最紧密的晶体结构,除锇、钌为密集六方外,皆为面心立方晶体,故密度皆较大,特别是铱为已知的最重元素(密度为 22.65 g/cm³),相邻的锇、铂亦皆超过 21,称为重铂族元素。另一个三元素组(钌、铑、钯)的密度则约为其一半,称为轻铂族元素。

铂族金属的机械加工性能差别较大,一般而言,同一个三元素组随原子序数增加而变好,且第二个三元素组优于第三个三元素组的相应金属。其中,铂、钯有良好的延展性,可拉出直径为 0.008 mm 的细丝或压成箔片,1 g 铂可拉成约 500 km 的细丝。钯加工时会出现显著的冷硬现象,需中途退火。铱、铑因杨氏模量高、硬化率高,加工比较困难,多为热加工。钌虽能加工成丝或片,但已十分困难,锇几乎不能加工。

2.1.5.1 硬度

贵金属硬度见表 2-14。

表 2-14 贵金属硬度

性 能	贵金属元素名称							
	金(Au)	银(Ag)	钌(Ru)	铑(Rh)	钯(Pd)	锇(Os)	铱(Ir)	铂(Pt)
硬度(金刚石=10)	2.5	2.5	6.5	—	5	7	6.5	4.5

2.1.5.2 伸长率

贵金属伸长率见表 2-15。

表 2-15 贵金属伸长率 (%)

性 态	贵金属元素名称							
	金(Au)	银(Ag)	钌(Ru)	铑(Rh)	钯(Pd)	锇(Os)	铱(Ir)	铂(Pt)
加工态	4	3~5	3 [#]	2	1.5~2.5		15~18 [#]	1~3
退火态	39~45	43~50	3	30~35	29~34		20~22	30~40

注：“#”为热加工态。

2.1.5.3 弹性模量

贵金属弹性模量见表 2-16。

表 2-16 贵金属弹性模量

性 能	贵金属元素名称							
	金(Au)	银(Ag)	钌(Ru)	铑(Rh)	钯(Pd)	锇(Os)	铱(Ir)	铂(Pt)
弹性模量(静态下)/GPa	78.7	76	421.7	325	117.5	569.8	527.6	134.4

2.1.5.4 其他力学性能

贵金属抗拉强度见表 2-17, 贵金属屈服强度见表 2-18。

表 2-17 贵金属抗拉强度 (MPa)

性 态	贵金属元素名称							
	金(Au)	银(Ag)	钌(Ru)	铑(Rh)	钯(Pd)	锇(Os)	铱(Ir)	铂(Pt)
加工态	225.6	372.7	4972 [#]	1412.2	411.9	—	2343.8 [#]	392.3
退火态	123.6	147.1	—	814	225.6	—	1235.6	147.1

注：“#”为热加工态。

表 2-18 贵金属屈服强度 (MPa)

性 能	贵金属元素名称							
	金(Au)	银(Ag)	钌(Ru)	铑(Rh)	钯(Pd)	锇(Os)	铱(Ir)	铂(Pt)
屈服强度	1~24.5	19.6~24.5	343.2~392.3	68.6~98.1	49~68.6	—	88.3~103	58.8~78.5

2.1.6 磁学性能

铂族金属虽与铁磁性金属(铁、钴、镍)同居于一族,但磁化率不高。除钯在低温较大

外,其他基本相近。除铂、钯虽温度升高,磁化率降低外,其他皆随温度升高而略有增加。铂和钴的合金是一种可压延的、性能优良的永磁材料,用于某些条件恶劣或要求严格的特定场合。贵金属的物质磁化率见表 2-19。

表 2-19 贵金属的物质磁化率 (cm · g · s)⁻¹

性 能	贵金属元素名称							
	金(Au)	银(Ag)	钌(Ru)	铑(Rh)	钯(Pd)	锇(Os)	铱(Ir)	铂(Pt)
物质磁化率	-0.15 × 10 ⁻⁶	-0.195 × 10 ⁻⁶	0.427 × 10 ⁻⁶	0.9903 × 10 ⁻⁶	5.231 × 10 ⁻⁶	0.052 × 10 ⁻⁶	0.133 × 10 ⁻⁶	0.9712 × 10 ⁻⁶

2.1.7 光学性能

贵金属由于耐腐蚀性和抗氧化性好,表面不生成氧化和腐蚀膜,保证了它对光反射的稳定,因此在工业上常常用银、钯、铑作为工业用镜及探照灯反射镜的表面镀层的材料。

金对可见光谱区域中间部分反射率迅速增加,所以呈现黄色而且金对红外线区有很高的反射性能,所以常被用作宇航仪表的屏蔽。

铂族金属由于其反射率都比较高,除锇外,都呈现白色。一般是:钌——灰白色;铑——银白色;钯——钢白色;锇——蓝灰色;铱——白色;铂——锡白色。

2.2 贵金属元素的化学性质

贵金属共同的化学特性是其化学稳定性。量子力学理论指出,在等价轨道上的电子排布全充满和全空状态下具有较低的能量和较高的稳定性。铂族元素电子结构的特点为 *ns* 轨道电子除锇、铱为 2 个电子外,其余都只有 1 个电子或没有。这说明其价电子有从 *ns* 轨道转移到 (*n* - 1) *d* 轨道的强烈趋势,最外层电子不易失去。金银的次外层 *d* 电子与外层的 *s* 电子一样也参与金属键的生成,因此它们的熔点和升华焓都较高,并导致金属变为水合阳离子时,在能量上不利,以至于金银不易被腐蚀。

2.2.1 原子及元素的电负性

贵金属元素原子名称见表 2-20,贵金属元素的电负性见表 2-21。

表 2-20 贵金属元素原子名称

元素原子名称	金(Au)	银(Ag)	钌(Ru)	铑(Rh)	钯(Pd)	锇(Os)	铱(Ir)	铂(Pt)
英文名称	Gold	Silver	Ruthenium	Rhodium	Palladium	Osmium	Iridium	Platinum

表 2-21 贵金属元素的电负性

性 能	贵金属元素名称							
	金(Au)	银(Ag)	钌(Ru)	铑(Rh)	钯(Pd)	锇(Os)	铱(Ir)	铂(Pt)
电负性 ^①	2.54	1.93	1.42 ^②	2.28	2.20	1.52 ^②	2.20	2.28

① 电负性为 L. Pauling 值;
② 电负性为 Alfred-Rochow 值。

2.2.2 原子的电子结构与化合价

贵金属在元素周期表中的位置及价电子层结构见表 2-22, 贵金属元素原子的化合价见表 2-23。

表 2-22 贵金属在元素周期表中的位置及价电子层结构

周 期	族			
	VIII			I B
5	44 Ru 钌 $4d^75s^1$ 101.10	45 Rh 铑 $4d^85s^1$ 102.91	46 Pd 钯 $4d^{10}$ 106.42	47 Ag 银 $4d^{10}5s^1$ 107.87
6	76 Os 锇 $5d^66s^2$ 190.2	77 Ir 铱 $5d^76s^2$ 192.22	78 Pt 铂 $5d^96s^1$ 195.08	79 Au 金 $5d^{10}6s^1$ 196.97

表 2-23 贵金属元素原子的化合价

性 态	贵金属元素名称							
	金 (Au)	银 (Ag)	钌 (Ru)	铑 (Rh)	钯 (Pd)	锇 (Os)	铱 (Ir)	铂 (Pt)
主要氧化态	+1, +2, +3	+1, +2, +3	+3, +4, +6, +8	+2, +3, +4	+2, +4	+2, +3, +4, +6, +8	+2, +3, +4, +6	+1, +2, +4
稳定氧化态	+3	+1	+4	+3	+2	+8	+3, +4	+2, +4

2.2.3 电化学性质

贵金属的电化学性质主要指它们的溶液或熔融的电极电位,因为它决定金属的化学稳定性。在水溶液中存在着 H^+ 和 OH^- , 所以电极电位与 pH 值有关。

1 价银还原标准电位为 0.799V, 25℃ 在酸性溶液中 $Ag \rightleftharpoons Ag^+ + e$ 的电极电位为 0.800 V。1 价银电化学当量为 4.02468 g/(A·h)。

1 价金的标准还原电极电位为 1.5 V; 1 价金为 1.36 V; 3 价金为 1.3 V。在酸性溶液中 $Au \rightleftharpoons Au^{3+} + 3e$ 的电极电位为 1.401 V; $Au \rightleftharpoons Au^+ + e$ 的电极电位为 1.692 V。

2 价钌的标准还原电极电位值为 0.455 V。

3 价铑的标准还原电极电位值为 0.799 V, 它的电化学当量为 1.28 g/(A·h)。

铱的 3, 4 价化合物是最稳定的。3 价铱的标准还原电极电位为 1.156 V, 4 价铱的电化学当量为 1.801 g/(A·h)。

1 价钯的标准还原电极电位为 0.987V。25℃ 时, 钯在酸性溶液中 $Pd \rightleftharpoons Pd^{2+} + 2e$ 的电极电位为 0.83 V。2 价钯的电化学当量为 1.99 g/(A·h)。

2 价铂的标准还原电极电位为 1.188 V。25℃ 时, 铂在酸性溶液中 $Pt \rightleftharpoons Pt^{2+} + 2e$ 的电极电位为 1.2 V。铂的电化学当量为 1.821 g/(A·h)。

2.2.4 贵金属与气体的作用

贵金属具有吸附氧、氢的能力。贵金属(除锇之外)常温下在空气中不被氧化。

银在固态或液态均能有选择性的吸附和溶解氧气,并有透氧能力。在常温常压下银在空气中不被氧化,当有臭氧存在时生成氧化银(Ag_2O)。200℃以上,氧化物分解,温度愈高,分解速度愈快,到400℃时分解更加明显,所以高温下实际上不存在氧化银(Ag_2O)。

氧在固态银中的溶解度与压力的平方成正比。400℃以下氧以氧化银的形式存在,更高温度时以原子状态存在。

银在熔点附近能溶解氧达到最大值。熔解状态的银能溶解超过其体积20倍的氧。根据银的这个性质,银和银合金可用作制备高纯氧的材料以及制作电触点用的氧化银合金,但是银熔融状态时大量吸入氧,在凝固时放出,给熔铸工作带来困难。

氢在银中的溶解度很小,它与氢压力的平方根成正比,且随温度的升高而增加。

银在潮湿的空气中与硫蒸气或硫化物气体等发生反应,生成黑色的硫化银,极大地降低银的导电性能。

银不与有机物气体及惰性气体反应。

金在空气中加热直到融化都不会发生氧化,其氧化物都是从含金溶液中制取的。金在硫酸中吸氧,金不会吸氢,也不会与氢发生反应。金不与有机气体和硫化物蒸气发生反应,所以金及其化合物常被用作弱负电荷触点材料。

铂在空气中和室温下不氧化,加热时生成氧化物。铂黑加热到700~800℃时变成海绵铂,海绵铂大量吸氢。铂不与硫及其化合物蒸气反应,但是与有机蒸气反应,在表面生成有机物膜,影响铂的导电性。铂吸收含碳气体,使其晶界变宽,降低力学性能,所以铂一般不在还原性气氛中使用。

钯在室温下和空气中不氧化,400℃时开始氧化,800℃以上氧化物分解并挥发,从而使钯失重。根据供氧情况不同,钯生成不同的氧化物,有 PdO 、 Pd_5O_6 、 Pd_2O_3 。

钯能强烈吸附氢,一体积的钯最多可吸附2860体积的氢,钯的吸氢能力随温度增加而降低。吸氢的钯体积增加,密度减少,导电性能、磁导率和抗拉强度也相应降低。钯吸附的氢,在300℃可以放出。钯具有选择性透氢及其同位素的能力,因而钯及其合金广泛用作制备高纯氢材料。但是钯大量吸氢给熔铸工艺带来一定困难。钯在室温下不与硫及硫化物蒸气作用,但与有机蒸气发生作用,在钯表面生成有机物膜而降低导电性能。

铑在空气中加热生成氧化铑膜,到600℃氧化显著,其氧化速度随温度升高而加快。铑的氧化物有 Rh_2O_3 、 Rh_2O 、 RhO 。金属铑吸氢很少,在1000~1500℃时吸氢量为 $(1.9 \sim 4) \times 10^{-8}$ 原子比。铑黑可吸附氢,但加热到400~450℃时急剧下降,铑黑变成海绵铑。

铱在空气中加热到600℃时生成 IrO_2 ,1100℃开始分解。金属铱吸氢量很少,1400~1600℃时吸氢量为 $(1.30 \sim 2.33) \times 10^{-7}$ 原子比。铑、铱均不与硫及硫化物蒸气发生作用。

钌粉在空气中即使常温下也会氧化,且随温度升高而加剧,如1000℃钌的氧化速度比700℃要快400倍。金属钌吸附氢、氧速度都很慢,且溶解度很小,如1000~1500℃时吸氢量为 $(2.76 \sim 11.6) \times 10^{-7}$ 原子比。但是铑黑可大量吸附氢。

锇粉在空气中室温下也会发生氧化,500℃时会燃烧,生成高蒸气压的稳定氧化物(OsO_4)。它对人体具有强烈的刺激和毒性。金属锇的吸氢量很慢,但是锇黑能大量吸氢,例如室温133.32 Pa氢压中每100 g 锇黑能吸附263.8 cm^3 的氢气。400~450℃锇黑大量放出吸附的氢气并变成海绵锇。

2.2.5 配位数

贵金属配位数见表 2-24。

表 2-24 贵金属配位数

元 素 名 称	配 位 数
Au	2,3,4,5,6
Ag	2,3,4,6
Pt	3,4,5,6
Pd	4,6
Rh	3,4,5,6
Ir	5,6
Ru	4,6
Os	4,5,6

贵金属的化合物

贵金属有着大量的氧化物、硫化物、磷化物等二元化物,但最重要的是卤化物。

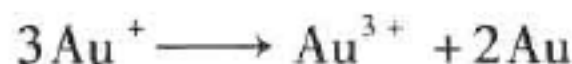
3.1 金的化合物

金的化合物有: Au_2O 、 Au_2O_3 、 $\text{Au}(\text{OH})_3$ 、 Au_2S 、 Au_2S_2 、 Au_2S_3 、 AuF_3 、 AuCl 、 Au_2Cl_3 、 AuBr 、 Au_2Br_6 、 AuI 、 AuI_3 、 AuCN 、 $[\text{Au}(\text{CN})_2]^-$ 等。

3.1.1 金化合物的氧化态和几何构型

金在化合物中的常见氧化态为 +1 价和 +3 价。由于单质金非常稳定,金的所有化合物的稳定性都很差,很容易被还原成单质状态,甚至加热或灼烧即可成金。

+1 氧化态的金离子在水溶液中的稳定性极差,容易歧化成为单质金和 +3 价氧化态的金化合物,歧化反应为:



该反应的平衡常数(25℃)约为 10^{10} ,因此可以认为自由 Au^+ 在水溶液中实际上不能存在。如果自由 Au^+ 能与有关配体形成稳定常数很大的配合物,如含氰根的配合物: $\text{Na}[\text{Au}(\text{CN})_2]$ 和 $\text{K}[\text{Au}(\text{CN})_2]$ 等,则在水溶液中很稳定。

+1 价氧化态的金配合物的配位数一般为 2,少数也可以为 4。配位数为 2 的 +1 价氧化态的金配合物中,金离子采用 sp 杂化,几何构型为直线型;配位数为 4 的 +1 价氧化态的金配合物中, $\text{Au}(\text{I})$ 采取 dsp^2 杂化,如 AuCl_4^- 为平面四方形,但也有采用四面体构型的配位数为 4 的 +1 氧化态的金配合物。

+3 价氧化态的金化合物比较稳定,并且很容易生成配合物,其配位数一般为 4,具有平面正方形构型,如 $[\text{AuCl}_4]^-$ 、 $[\text{AuBr}_4]^-$ 以及 $[\text{Au}(\text{CN})_4]^-$ 等。此外,还有配位数为 5 和 6 的三价金配合物,如 $[\text{AuCl}_5]^{2-}$ 和 $[\text{AuCl}_6]^{2-}$ 。金化合物中金的氧化态和几何构型如表 3-1 所示。

表 3-1 金化合物中金的氧化态和几何构型

氧化态	配位数	几何构型	示例
$\text{Au}(\text{I})$	2	直线形	$[\text{Au}(\text{CN})_2]^-$
	3	三角形	$[\text{Au}(\text{PPh}_3)_3]^+$
	4	四面体	$[\text{Au}(\text{PMe}_3)_4]^+$
$\text{Au}(\text{III})$	4	四方形	$[\text{AuBr}_4]^-$
$\text{Au}(\text{III})$	5	三角双锥形	$[\text{AuI}(\text{diars})_2]^{2+}$
	6	八面体	$[\text{AuI}_2(\text{diars})_2]^+$
$\text{Au}(\text{V})$	6	八面体	$[\text{AuF}_6]^-$

注:diars 为 1,2-双(二甲膦基)苯; PPh_3 和 PMe_3 为三苯基膦和三甲基膦。

3.1.2 金(Ⅰ)化合物

常见的 Au(Ⅰ)化合物主要为配合物,如与 CN^- 、 SO_3^{2-} 、硫脲 $\text{SC}(\text{NH}_2)_2$ 、硫代硫酸盐 $\text{S}_2\text{O}_3^{2-}$ 等形成的配合物。Au(Ⅰ)的简单化合物,如卤化物(包括 AuCl、AuBr 和 AuI),通常只存在于气态或固态,在水溶液中难以稳定状态存在。AuCl 为锯齿形链状聚合物,其中两个 Au 原子间有一氯桥,每个 Au 原子两侧线形配置着两个 Cl 原子,Au 与 Cl 间的化学键主要为共价键。该结构与 AgCl 截然不同,后者具有 NaCl 离子晶体的某些结构特征。AuCl 不溶于水,室温下缓慢歧化生成 Au 和 AuCl_3 ,加热到 473 K 以上则分解成 Au 和 Cl_2 。在水溶液中,特别是加热时,AuCl 很容易发生歧化,生成 Au 和包括 $\text{AuCl}_3(\text{H}_2\text{O})$ 在内的 Au(Ⅲ)化合物。因此,AuCl 要保存在干燥器内,以减少这种分解。气态 AuCl(Ⅰ)以二聚物 Au_2Cl_2 形式存在。

3.1.3 金(Ⅲ)化合物

Au(Ⅲ)的化合物在水溶液中均以配合物形式存在。 F^- 、 Cl^- 、 Br^- 、 I^- 、 OH^- 、 CN^- 等均可形成 Au(Ⅲ)配合物。在气态或难溶沉淀物中,Au(Ⅲ)也可以简单化合物形式存在。

3.1.4 金有机化合物

贵金属的金属有机化合物通常是指含 M—C 键的化合物,即贵金属原子必须与碳原子之间形成化学键。这类化合物已经引起人们越来越大的兴趣,因此,贵金属的金属有机化合物在研究贵金属催化剂的催化作用机理和医药上有重要用途。金属有机化合物中的有机基团可以视为配位到过渡金属原子上的配位体。有机配位体与金属原子间有两种成键形成:一种情况是配体某 C 原子上的孤对电子与金属原子端基配位形成 σ 配键;另一种情况是配体的 π 电子与金属原子侧基配位形成 σ 配键,这样的配体通常是不饱和烃及其衍生物。Au(Ⅰ)和 Au(Ⅲ)均可生成金有机化合物。金的有机化合物有烷基化合物、烯基及炔基化合物、羰基化合物。

3.2 银的化合物

银的化合物有: Ag_2O 、 AgO 、 Ag_2S 、 AgF 、 AgCl 、 AgBr 、 AgI 、 AgNO_3 、 AgCN 、 Ag_2SO_4 等。

3.2.1 银化合物的氧化态和几何构型

银的价电子结构为 $4d^{10}5s^1$,由于银的第二电离能(2074 kJ/mol)比第一电离能(731 kJ/mol)高得多,其常见氧化态为 +1 价,在水溶液中只有 Ag^+ 是稳定的阳离子。在特定条件下,银还有 +2 价和 +3 价氧化态,但 Ag(Ⅱ)和 Ag(Ⅲ)对水不稳定,只能以难溶化合物或配合物形式存在。

+1 价氧化态的银化合物,根据银的配位数不同,可以采取直线形、三角形、四面体和八面体构型。+2 价和 +3 价氧化态比较少见,其常见几何构型如表 3-2 所示。

表 3-2 银的氧化态和几何构型

氧化态	配位数	几何构型	示 例
Ag(I)	2	直线形	$[Ag(CN)_2]^-$ 、 $[Ag(NH_3)_2]^+$
	3	三角形	$[Ag(PR_3)_3]^+$ 、 $[Ag(SR_2)_3]^+$
	4	四面体	$[Ag(SCN)_4]^{3-}$ 、 $[Ag(PPh_3)_4]^+$ ClO_4^-
	6	八面体	AgF、AgCl、AgBr
Ag(II)	4	四方形	$[AgPy_4]^{2+}$
	6	畸变八面体	Ag(2,6 吡啶二羧酸盐)·H ₂ O
Ag(III)	4	四方形	$[AgF_4]^-$
	6	八面体	$[AgF_6]^{3-}$

3.2.2 银(I)化合物

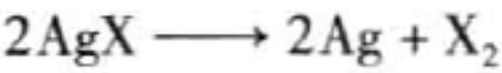
+1 价氧化态的银的简单化合物比金的简单化合物多得多。Ag⁺ 在水溶液中明显地溶剂化,但在盐中不存在水合离子。因此,所有的 Ag(I)盐实际上都是无水的。在常见的 Ag(I)盐中,AgNO₃、AgClO₃ 和 AgClO₄ 是水溶性的,Ag₂SO₄ 和 AgAc 微溶于水,而 AgCl、AgBr、AgI、Ag₂CO₃、Ag₂S、AgCN 和 AgSCN 等均难溶于水。AgCN 和 AgSCN 中具有链状结构,其中的化学键以共价键为主。这些银的简单化合物在银的加工中具有十分重要的地位,在工业用银的绝大部分是将白银制成上述 Ag(I)的简单化合物,进而再应用于电子、感光、医药和化工产品中。

3.2.2.1 卤化银

AgNO₃ 溶液与卤素离子(Cl⁻、Br⁻、I⁻)反应即可得到相应的 AgX 沉淀,沉淀反应的速度很快,几乎是瞬间完成。卤化银的溶解度按 AgF→AgCl→AgBr→AgI 顺序减小。从离子极化观点看,Ag⁺ 为 18 电子结构,极化力和极化率都比较大,而卤素离子的半径和极化率从 F⁻ 到 I⁻ 依次增大,它们相互极化的结果,从离子键占优势的 AgF,逐渐变为共价键占优势的 AgI,从而使它们在水中的溶解度依次减小。事实上,极化作用不显著的 AgF 易溶于水,而其余的 AgX 均难溶于水。

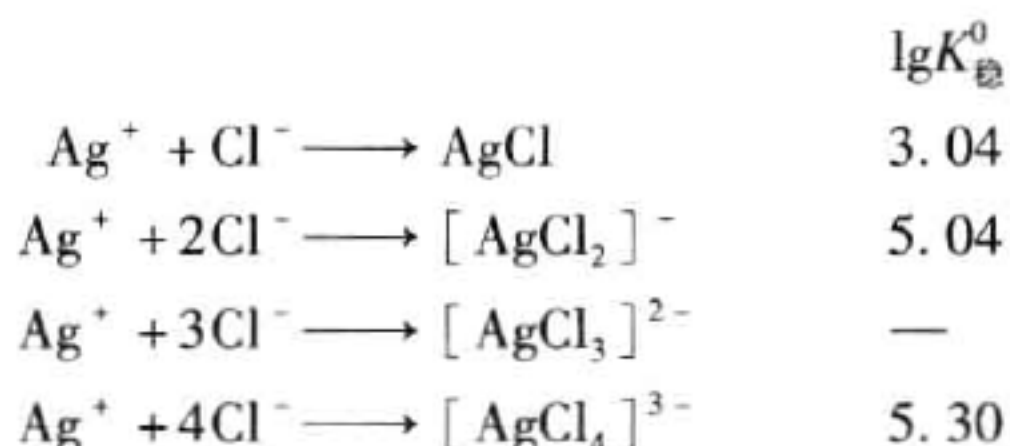
在 AgX 中,AgF 无色,AgCl 白色,而 AgBr 和 AgI 的颜色依次加深,分别为浅黄色和黄色。一般认为,上述颜色的变化与卤素负离子和 Ag⁺ 之间发生的电荷迁移有关。Ag⁺ 具有较强的夺电子能力,而卤素负离子的失电子能力从 F⁻ 到 I⁻ 依次增强,当卤化银吸收一部分可见光后,卤素负离子的电荷会向 Ag⁺ 迁移,电荷迁移越显著则 AgX 的颜色越深。由于 F⁻ 和 Cl⁻ 失电子能力较弱,AgF 和 AgCl 内部的电子迁移并不显著,所以不显颜色。AgBr 和 AgI 内部具有较强的电荷迁移作用,伴随电荷迁移,呈现出深浅不一的黄色。

AgX(X = Cl⁻、Br⁻、I⁻)对光敏感,光照时按下式分解:



由于 AgBr 的感光速率较好,照相工业上主要用 AgBr 制造照相底片和印相纸。AgCl 不溶于水,易溶于碱金属的氰化物溶液、硫代硫酸盐溶液及氨溶液,还溶于浓盐酸溶液和浓 AgNO₃ 溶液。根据同离子效应,AgCl 在 AgNO₃ 溶液的溶解度似应比水中小,但是增加 Ag⁺ 浓度时,由于[AgCl]⁺ 离子的形成,因而导致 AgCl 的溶解度增大。以 KCl 溶液为例,Cl⁻ 浓

度为 0.1 ~ 0.5 mol/L 时, 溶液中主要形成 $[\text{AgCl}_2]^-$; Cl^- 浓度大于 1.5 mol/L 时, $[\text{AgCl}_4]^{3-}$ 占优势; Cl^- 浓度在上述中间范围时, 溶液中存在 $[\text{AgCl}_2]^-$ 、 $[\text{AgCl}_3]^{2-}$ 以及 $[\text{AgCl}_4]^{3-}$ 等配离子, 它们在 298 K 时的稳定常数分别为:

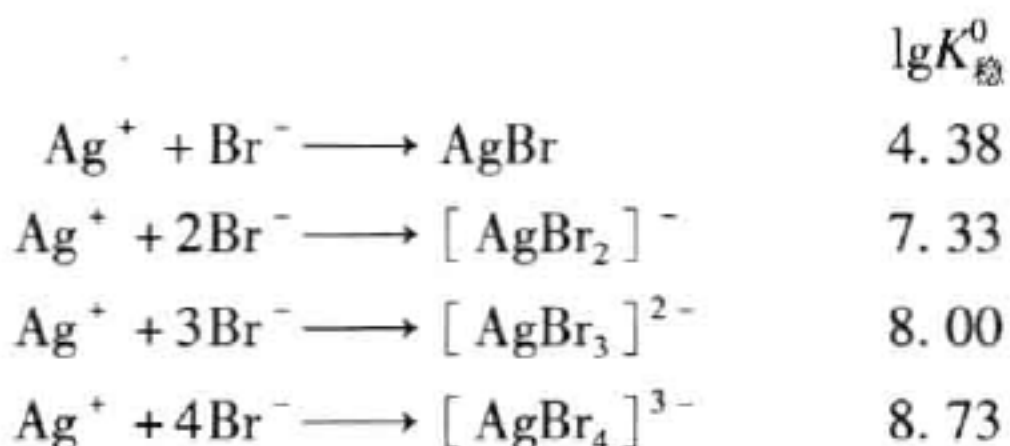


AgCl 在水溶液中的溶解度随着温度的升高而增大。21℃ 时其溶解度为 1.54 mg/L, 100℃ 时其溶解度增至 21.7 mg/L。因此, 用王水法提纯金时(往往要加热溶金), 还必须将氯化金溶液充分冷却, 以便 AgCl 沉淀更完全。

向含 Ag^+ 废液中加入盐酸或氯化钠溶液, 使之生成 AgCl 沉淀粉。该沉淀可用多种方法还原而得到金属银, 这是从废液中回收银的常规方法。

AgCl 通常由 AgNO_3 溶液与盐酸或碱金属氯化物溶液作用制得。刚生成的 AgCl 颗粒细小, 加热煮沸可使其聚集而变大, 这有利于洗涤及固液分离。 AgCl 光照易分解, 制备时要在暗室中的红光下进行。

AgBr 在水中的溶解度较 AgCl 小, 易溶解在碱金属的氰化物溶液中和硫代硫酸盐溶液中, 在氨溶液中也有一定的溶解度, 但不溶于硝酸溶液。和 AgCl 一样, AgBr 在浓硝酸银溶液中可形成 $[\text{Ag}_2\text{Br}]^+$, 在碱金属溴化物溶液中可形成 $[\text{AgBr}_2]^-$ 、 $[\text{AgBr}_3]^{2-}$ 和 $[\text{AgBr}_4]^{3-}$ 等配离子而使用其溶解度相应增大。这些配离子在 298 K 时的稳定常数分别为:

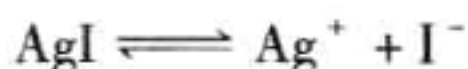


AgBr 通常由 AgNO_3 溶液和碱金属溴化物溶液作用制得。制备过程中要特别注意避光。

在卤化银中, AgI 的溶解度最小。它易溶于碱金属的氰化物溶液, 在硫代硫酸盐的溶液中也有一定的溶解度, 微溶于氨水, 但不溶于硝酸。在 AgNO_3 溶液中由于生成 $[\text{Ag}_2\text{I}]^+$ 和 $[\text{Ag}_3\text{I}]^{2+}$ 等离子使 AgI 的溶解度增大, 在 KI 溶液中, 由于生成 $[\text{AgI}_2]^-$ 、 $[\text{AgI}_3]^{2-}$ 和 $[\text{AgI}_4]^{3-}$ 等配离子, 也会导致 AgI 溶解度的增大。 AgI 可溶解在过量的 KI 溶液中, 加水稀释时又会有 AgI 沉淀析出。 AgI 与过量的 KI 作用主要生成 $[\text{AgI}_2]^-$:



同时还存在着下列平衡:



将以上两式相减合并得: $[\text{AgI}_2]^- \rightleftharpoons \text{Ag}^+ + 2\text{I}^-$

其平衡常数表达式为: $K^0 = c(\text{Ag}^+) \cdot c^2(\text{I}^-) / c([\text{AgI}_2]^-)$

可以看出, 分子、分母浓度项的指数和不相等, 加水稀释时, 反应商 Q 比稀释前减小, 即

$Q < K^0$, 此时平衡将向生成 Ag^+ 和 I^- 的方向移动。当稀释到一定程度, 使得 $c(\text{Ag}^+) \cdot c(\text{I}^-) > K_{\text{sp}}^0(\text{AgCl})$ 时, 就会有 AgI 沉淀析出。

$E^0(\text{Ag}^+/\text{Ag}) = 0.799 \text{ V}$ 比 $E^0(\text{I}_2/\text{I}^-) = 0.5345 \text{ V}$ 大, 但在 Ag^+ 不能氧化 I^- 。同样, 在 Ag^+ 溶液中通入 H_2S , 也不会发生氧化还原反应, 而是析出 Ag_2S 沉淀。

当 KI 和 KBr 或 KI 和 KCl 混合溶液作用于 AgI 沉淀时, 可生成 $[\text{AgI}_3\text{Br}]^{3-}$ 、 $[\text{AgI}_2\text{Br}]^{2-}$ 、 $[\text{AgIBr}_2]^{2-}$ 和 $[\text{AgICl}_2]^{2-}$ 等混配型离子。

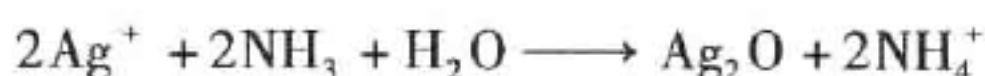
AgI 由 AgNO_3 溶液和氢碘酸溶液或碱金属碘化物溶液作用制得, 制备时也要避光。

3.2.2.2 氧化物

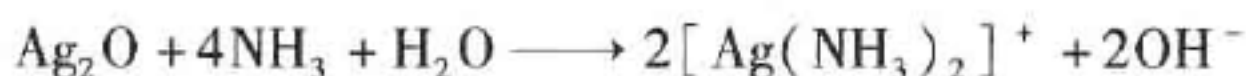
向 Ag^+ 溶液中加入碱金属氢氧化物溶液, 先生成白色 AgOH 沉淀, 由于 AgOH 极不稳定, 立即分解生成深褐色的 Ag_2O 沉淀, 总反应式为:



若在 Ag^+ 溶液中加入氨水, 先生成难溶于水的 Ag_2O 沉淀:



随着溶液中氨含量的增大, Ag_2O 可溶解生成 $[\text{Ag}(\text{NH}_3)_2]^+$:



Ag_2O 能从空气中吸收 CO_2 生成 Ag_2CO_3 沉淀, 因此, 要制备高纯度的 Ag_2O 需要隔绝 CO_2 气体。

Ag_2O 难溶于水, 其水悬浮液有碱性: $\text{Ag}_2\text{O} + \text{H}_2\text{O} \rightleftharpoons 2\text{Ag}^+ + 2\text{OH}^-$

25℃反应的平衡常数 $K^0 = 3.8 \times 10^{-8}$ 。

Ag_2O 在强碱性溶液中比在水中更易溶解, 因为在强碱性溶液中可以形成 $[\text{Ag}(\text{OH})_2]^-$ 等配离子。

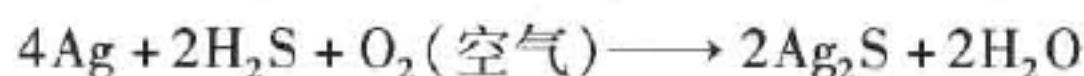
Ag_2O 热稳定性较差, 高于 160℃ 即发生分解:



利用这一性质, 向 AgNO_3 溶液中加入 NaOH , 使 Ag^+ 生成 Ag_2O 沉淀, 焙烧 Ag_2O 即可方便地得到金属银。

3.2.2.3 硫化银

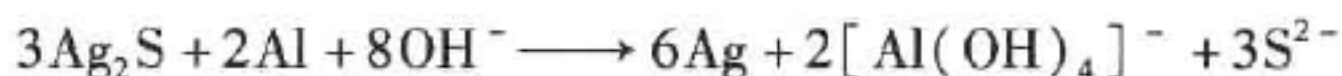
把 H_2S 通入 AgNO_3 溶液中即析出黑色的 Ag_2S 沉淀。 Ag_2S 的溶度积常数 (298 K) 为 6.3×10^{-50} , 是溶解度最小的银盐。在空气中, H_2S 与金属银缓慢作用生成 Ag_2S :



这是暴露在空气中的银器表面变黑的主要反应。即使在无空气氧存在的情况下, H_2S 也能和 Ag 反应生成 Ag_2S :



银器表面的 Ag_2S 在碱性溶液中与铝接触后还原成金属银而被清除:



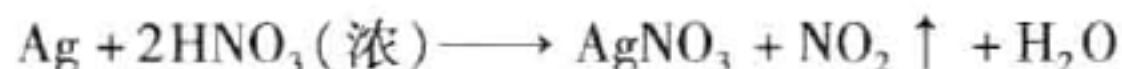
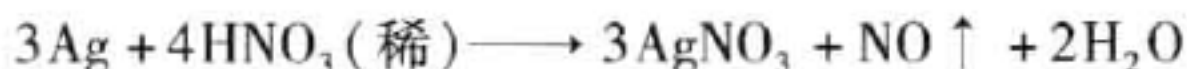
Ag_2S 不溶于氨水、硫代硫酸钠溶液或碱金属硫化物溶液, 也不溶于非氧化性酸溶液, 但可溶于热的稀硝酸溶液中:



Ag_2S 也可溶于氰化物如氰化钠溶液中。

3.2.2.4 硝酸盐

AgNO_3 是最重要的一种银盐,其他银盐大都以其为原料进行制备。 AgNO_3 通常由 Ag 和 HNO_3 反应制得:

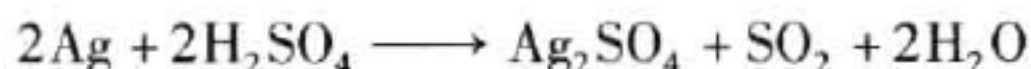


前一反应的硝酸利用率高,但后一反应的反应速度较快。

AgNO_3 溶液中的 Ag^+ 可被金属锌或铜等置换还原,也可被亚硫酸钠或水合肼还原。向 AgNO_3 溶液中加入氨水使其转化为 $[\text{Ag}(\text{NH}_3)_2]^+$ 后,用葡萄糖或甲醛等还原剂可将其还原,并在洁净的玻璃表面形成致密的银镀层,这在化学上称为“银镜反应”。 AgNO_3 易溶于水,其溶解度随着温度的升高而增大,因此,可通过结晶的方法提纯。

3.2.2.5 硫酸盐

硫酸银通常由硝酸银和硫酸氨进行复分解反应制得,也可由银与热的浓硫酸反应制得:

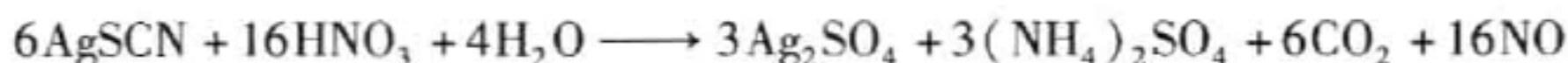


银溶于浓硫酸还可结晶出酸式硫酸银 AgHSO_4 ,此盐遇水极易分解成 Ag_2SO_4 。

硫酸银为斜方晶系细小晶体,熔点 660°C ,加热到 1085°C 时则分解。 Ag_2SO_4 微溶于水 ($K_{\text{sp}} = 1.4 \times 10^{-5}$),不溶于乙醇,易溶于氨水和浓硫酸,但用水稀释时则重新析出沉淀, Ag_2SO_4 光照易分解。

3.2.2.6 硫氰化物

把可溶性硫氰化物溶液加入 Ag^+ 溶液中即可得到白色凝乳状 AgSCN 。 AgSCN 不溶于水和稀酸,当用浓硝酸处理时发生如下反应:



AgSCN 易溶于氨水,也可溶于过量的 KSCN 或 NaSCN 溶液,并形成各种组成的配离子,如 $[\text{Ag}(\text{SCN})_2]^-$ 、 $[\text{Ag}(\text{SCN})_3]^{2-}$ 、 $[\text{Ag}(\text{SCN})_4]^{3-}$ 等。

3.2.2.7 铬酸盐和重铬酸盐

Ag_2CrO_4 为砖红色, $\text{Ag}_2\text{Cr}_2\text{O}_7$ 为红棕色。它们都难溶于水(298 K 时, $K_{\text{sp}}(\text{Ag}_2\text{CrO}_4) = 1.1 \times 10^{-12}$, $K_{\text{sp}}(\text{Ag}_2\text{Cr}_2\text{O}_7) = 2.0 \times 10^{-7}$);易溶于稀硝酸和氨水溶液。向中性、弱碱性或弱酸性 AgNO_3 溶液中加入 K_2CrO_4 溶液,得到的是 Ag_2CrO_4 沉淀:



向强酸性 AgNO_3 溶液中加入 KCrO_4 溶液,得到的是 $\text{Ag}_2\text{Cr}_2\text{O}_7$ 沉淀:



在 pH 值较高的 AgNO_3 溶液中加入 KCrO_4 溶液,得到的往往是 Ag_2O 而不是 Ag_2CrO_4 。

Ag_2CrO_4 的溶解度比 AgCl 大,故很容易转化为 AgCl 沉淀:



3.2.3 银(Ⅱ)和银(Ⅲ)化合物

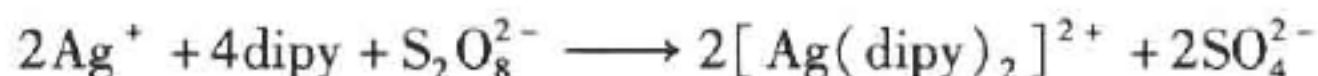
Ag^{2+} 的电子构型为 $4d^95s^0$,有一个未成对电子,是顺磁性的。 $\text{Ag}^{2+}/\text{Ag}^+$ 电对的电极电势在 4 mol/L HClO_4 中是 +2.00 V,在 4 mol/L HNO_3 中是 +1.93 V,这说明 Ag^{2+} 具有很强的

氧化能力。事实上, Ag^{2+} 可以被 H_2O 还原, 即使在强酸性溶液中也如此, 但是, Ag^{2+} 与水反应的反应机理比较复杂。

银(Ⅱ)的二元化合物仅有 AgF_2 , 由 AgF 与 F_2 加热制得, 为暗棕色物质。磁矩测定发现 AgF_2 是抗磁性的, 其有效磁矩(298 K)远低于由 $\mu = [n(n+2)]^{1/2}$ 算得的一个单电子所对应的磁矩值, 这似乎表明 AgF_2 中有部分双核配合物。 AgF_2 常用作氟化剂, 在潮湿的空气中立即水解。

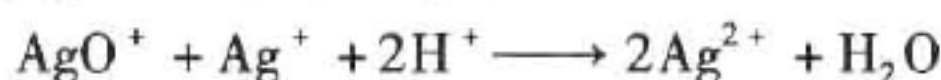
AgO 实际上是 Ag(Ⅰ)Ag(Ⅲ)O_2 , 将在 Ag(Ⅲ) 化合物中对其适当讨论。

Ag(Ⅱ) 可形成许多配合物, 通常用过硫酸盐氧化含有配位体的 Ag^+ 溶液制备, 例如:

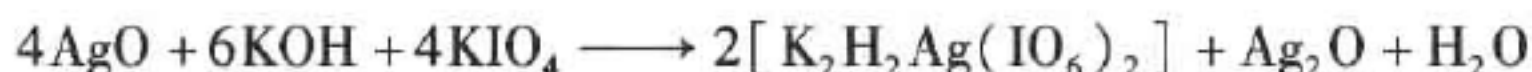


Ag(Ⅱ) 配合物的构型多为平面四方形。

氧化银(Ⅲ)是一种半导体, 具有强的氧化性, 溶于酸则放出氧, 同时在溶液中生成 Ag^{2+} 。该反应机理比较复杂, 但下列反应可能发生:



利用下列反应可以分离氧化银中的 Ag(Ⅰ) 和 Ag(Ⅲ) :



在 300°C 下, F_2 与化学计量的碱金属氯化物和 AgNO_3 的混合作用, 可以得到诸如 $\text{K[AgF}_4]$ 或 $\text{CsK[AgF}_6]$ 的黄色配合物。磁性和电子光谱试验表明, $[\text{AgF}_6]^{3-}$ 为八面体。

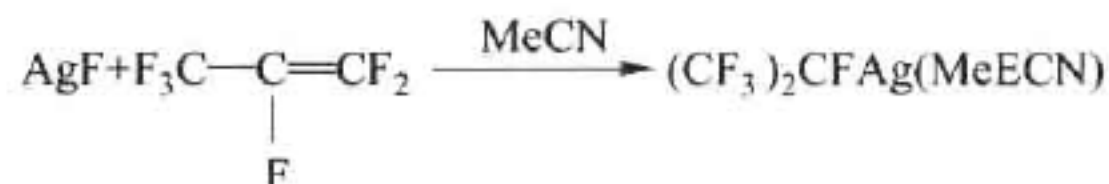
随着银氧化态的升高, Ag(Ⅰ) 、 Ag(Ⅱ) 和 Ag(Ⅲ) 化合物的自由离子在溶液中越来越不稳定。事实上, Ag^{3+} 离子即使在浓酸溶液中也难以存在。要制备 Ag(Ⅱ) 和 Ag(Ⅲ) 化合物, 最好是在有配位剂存在的条件下, 用强氧化剂或电解的方法将 Ag(Ⅰ) 氧化并生成相应的配合物。因为形成配合物后可以降低 $\text{Ag(Ⅲ)}/\text{Ag(Ⅰ)}$ 和 $\text{Ag(Ⅱ)}/\text{Ag(Ⅰ)}$ 电对的电动势, 有利于反应的进行。

3.2.4 银有机化合物

银的有机化合物都是 Ag(Ⅰ) 化合物。

3.2.4.1 烷基化合物

常用的烷基化试剂通过 σ 键形成的烷基化合物一般都不稳定, 例如, 黄色固体 CH_3Ag 在 -30°C 以上迅速分解。但按下面反应可以得到比较稳定的氟代烷基化合物:



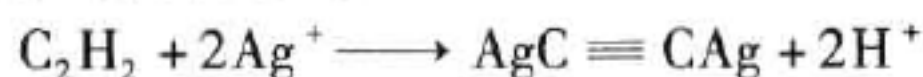
该化合物非溶化时, 大概是簇状化合物。

3.2.4.2 烯基化合物

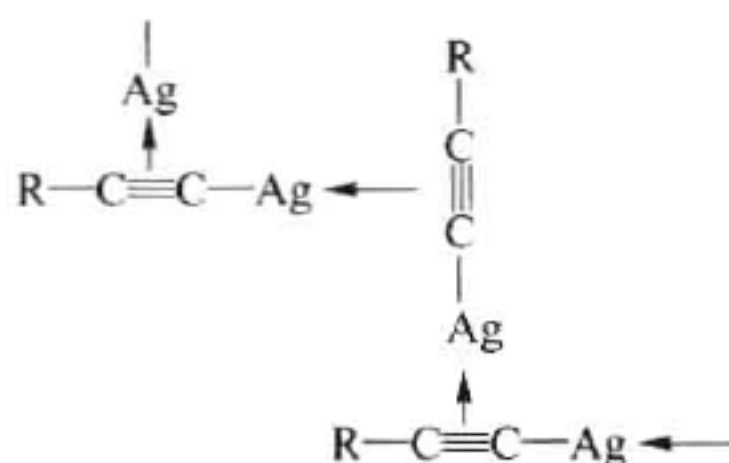
所有的烯烃与 AgNO_3 或 AgBF_4 的水溶液一起摇动后都能形成金属有机配合物。在这些化合物中, 银与烯基的比例取决于反应的条件, 可以是 1:1, 1:2 或 1:3。通过形成 Ag(Ⅰ) 的烯基化合物, 可以提纯特殊烯烃或分离有关化合物。例如 1,3-; 1,4- 和 1,5- 环辛二烯的化合物性质很相近, 相互间不易分离。若让它们与银反应, 由于生成烯基化合物的稳定性不同, 就可以将它们逐一分离。

3.2.4.3 炔基化合物

乙炔与银相互作用生成一种黄色沉淀:



若用取代炔烃和 Ag^+ 反应,得到的是有一定聚合度的白色沉淀 $[\text{RC} \equiv \text{CAg}]_n$,其结构一般认为如下:



3.3 铂的化合物

铂的化合物有 PtO_2 、 $\text{Pt}(\text{OH})_2$ 、 $\text{Pt}(\text{OH})_4$ 、 PtS 、 PtS_2 、 PtF_4 、 PtF_5 、 PtF_6 、 PtCl_2 、 PtBr_2 、 PtI_2 、 PtCl_3 、 PtBr_3 、 PtI_3 、 PtCl_4 、 PtBr_4 、 PtI_4 等。

3.3.1 铂的氧化态

Pt 的电子构型为 $4f^{14}5d^86s^1$,由于 5d 和 6s 轨道能量相近,在一定条件下,6s 电子和 5d 上的部分电子均可参加成键,导致 Pt 有 +2 价、+3 价、+4 价、+5 价和 +6 价等多种氧化态,但以 +2 价和 +4 价为主。

Pt(Ⅲ)的化合物很不稳定。Pt(Ⅳ)和 Pt(Ⅵ)主要形成配位数为 6 的八面体配合物。Pt(0)主要形成羰基类配合物,其性质与 Ni(0)配合物相似。

铂所在的第Ⅷ族共有 9 个元素,其中铁、钴、镍性质更为接近,通常称为铁系元素。第二、第三过渡系的另外 6 种元素的化学性质都很相似,被称为铂系元素。铂系元素中纵列的三对即 Ru 和 Os、Rh 和 Ir、Pd 和 Pt 更相似,这是进行铂族元素分离提取的化学基础。

铂系元素比铁系元素有更高的惰性,对酸很不活泼,其原因主要是铂系元素的升华热高且易钝化。铂系元素的活泼性在周期内从左到右增大,这种变化正好与铁系相反。铂系元素对酸的活性按箭头所指的顺序依次增大:Os→Ru→Rh→Ir→Pt→Pd。前 4 个元素在常温下不溶于王水,Pt 则可溶,Pd 是铂系中最活泼的,可溶于浓 H_2SO_4 和热浓 HNO_3 。

铂系元素和铁系元素氧化态的变化规律相似,即形成高氧化态的倾向在周期内从左到右减小,如 Ru 和 Os 都能生成氧化态为 +8 价态的 RuO_4 和 OsO_4 ,而 Pd 和 Pt 的氧化态通常是 +2 价和 +4 价;在同一纵列元素中,形成高氧化态的倾向从上向下增大,如 Fe 的最高氧化态为 +6 价,而 Ru 和 Os 都能生成氧化态为 +8 价态的 RuO_4 和 OsO_4 ,且后者尤为稳定;另外,Pd 和 Pt 比较,Pd 的氧化态主要是 +2 价,而 Pt 除 +2 价和 +4 价外,还有 +6 价。

第Ⅷ族元素的主要氧化态及其稳定性的变化规律即第Ⅷ族元素的主要氧化态为:Fe(+2, +3)、Co(+2, +3)、Ni(+2)、Rh(+4)、Ru(+3)、Pd(+2)、Os(+8)、Ir(+3, +4)、Pt(+2, +4)。氧化态的稳定性的变化规律为:同一周期元素,从右向左,高氧化态的稳定性增加;同一列元素,从上到下,高氧化态的稳定性增加。铂的氧化态和几何构型见表 3-3。

表 3-3 铂的氧化态和几何构型

氧化态	配位数	几何构型	示 例
Pt(0)	3	平面三角形	$[\text{Pt}(\text{PPh}_3)_3]$
	4	四面体	$[\text{Pt}(\text{PPh}_3)_4]$
		畸变四面体	$[\text{Pt}(\text{CO})(\text{PPh}_3)_3]$
Pt(Ⅱ)	4	平面四方形	$[\text{PtCl}_4]^{2-}$
	5	三角双锥形	$[\text{Pt}(\text{SnCl}_3)_5]^{3-}$
	6	八面体	$[\text{Pt}(\text{diars})_2)_2]$
Pt(Ⅳ)	6	八面体	PtCl_6^{2-}
Pt(Ⅴ)	6	八面形	PtF_6^-
Pt(Ⅵ)	6	八面体	PtF_6

3.3.2 铂(0)化合物

Pt(0)的化合物,其中最重要的是叔膦配合物中的三苯基膦(PPh_3)类配合物,由胼与 $\text{K}_2[\text{PtCl}_4]$ 的乙醇溶液相互作用制得。根据反应条件的不同,可以得到 $[\text{Pt}(\text{PPh}_3)_3]$ 和 $[\text{Pt}(\text{PPh}_3)_4]$ 。

用CO和 $\text{Na}_2[\text{PtCl}_4]$ 的乙醇溶液作用可以得到多核羰基配合物 $[\text{Pt}(\text{CO})_2]_n$ 。这种配合物对空气敏感。当有三苯基膦为配位体时,可以形成多种稳定的单核羰基配合物,如在一定压力下CO与 $[\text{Pt}(\text{PPh}_3)_4]$ 反应即可得到 $[\text{Pt}(\text{PPh}_3)_3]$ 和 $[\text{Pt}(\text{PPh}_3)_4]$ 。CO通过 $[\text{Pt}(\text{PPh}_3)_4]$ 的己烷溶液,可以制得二聚的羰基配合物 $[\text{Pt}_2(\text{CO})(\text{PPh}_3)_2]_2$ 。在乙醇质量分数为90%的热溶液中,CO和 PPh_3 、 $\text{Na}_2[\text{PtCl}_4]$ 、 N_2H_4 及KOH反应能制备出三核羰基配合物,如 $[\text{Pt}_3(\text{CO})_3(\text{PPh}_3)_4]$ 、 $[\text{Pt}_3(\text{CO})_4(\text{PPh}_3)_3]$ 和 $[\text{Pt}_3(\text{CO})_3(\text{PPh}_3)_3]$ 等。这些多核配合物都是铂的簇合物。

3.3.3 铂(Ⅱ)化合物

Pt(Ⅱ)化合物有卤化物、氧化物和氢氧化物、硫化物、硫脲化合物。

3.3.3.1 卤化物

纯铂在500~600℃下与 F_2 作用可以得到 PtF_2 ,超过600℃, PtF_2 分解为Pt和 F_2 。

在500℃时在 Cl_2 气氛中加热Pt或直接热分解 $\text{H}_2[\text{PtCl}_6]$ 均可制得 PtCl_2 。 PtCl_2 是橄榄绿色固体,密度为2.43 g/cm³,不溶于水、硝酸、硫酸、醚、醇和丙酮,溶于盐酸生成 $\text{H}_2[\text{PtCl}_4]$,溶于KOH溶液生成 $\text{Pt}(\text{OH})_2$ 沉淀。

PtCl_2 能与多数金属氯化物作用生成亚氯铂酸盐。

将 PtBr_4 在180~280℃间加热可制得 PtBr_2 。 PtBr_2 为棕色粉状物,密度为6.659 g/cm³,300℃以上分解,不溶于水,溶于氢溴酸和溴化钾溶液。 PtCl_2 与KI溶液共热能得到 PtI_2 ,其密度为6.4 g/cm³,在300℃以上分解。

3.3.3.2 氧化物和氢氧化物

在铂族金属中,铂与氧的亲合力最小,但其细粉也能和氧结合。例如铂黑在加热时吸收

氧的质量分数达到 2.5%。铂的氧化物、氢氧化物和水合氧化物见表 3-4。

表 3-4 铂的氧化物、氢氧化物和水合氧化物

化 合 物	颜 色	溶解情况	分解或失水温度
PtO	黑	不溶于水、盐酸、乙醇,溶于王水	560℃,在 H ₂ 中分解
Pt(OH) ₂	棕	不溶于水、酸	100 ~ 105℃,失去 H ₂ O;450℃,失去 2H ₂ O 620 ± 10℃ 分解
Pt ₃ O ₄	黑		
Pt(OH) ₃	棕		
PtO ₂	黑		
PtO ₂ · 4H ₂ O	白	易溶于酸	浓 H ₂ SO ₄ 干燥,失去 H ₂ O 100℃ 失去 H ₂ O
PtO ₂ · 3H ₂ O	黄	溶于酸	
PtO ₂ · 2H ₂ O	棕	溶于酸	
PtO ₂ · H ₂ O	黑	不溶于酸、王水	
PtO ₃	红 棕		室温缓慢分解

Pt 粉和 O₂ 可以直接得到黑色 PtO。

用 Pt(OH)₂ 脱水制取 PtO 时,要在低温及 CO₂ 保护的气氛中进行,以防止 PtO 的氧化。在惰性气流中,用强碱中和 H₂[PtCl₄] 溶液,可以得到 PtO 或 PtO · 2H₂O,后者加强热时歧化为 Pt 和 PtO₂。

PtO · 2H₂O 的碱性强于酸性,因此易溶于盐酸、浓硫酸和硝酸中。

PtO · 2H₂O 不溶于强碱溶液,但可溶于熔融的 KOH 中。

铂的氧化物基本上都有对应的氢氧化物或水合氧化物,其中,Pt(OH)₂ 可由 K₂[PtCl₄] 或 PtCl₂ 的水溶液中加碱沉淀而得。氢氧化物的颜色通常比相应的氧化物的颜色浅。

3.3.3.3 硫化物

在密闭管中加热海绵状铂和硫,或将铂粉和硫粉的混合物上覆上硼砂层加热,均可制得 PtS。制取 PtS 还有其它方法,例如:将 PtCl₂、Na₂CO₃ 和 S 一起加热;将铂与硫铁矿的混合物加热到 1200 ~ 1400℃ 等。

PtS 为绿色或灰色的发亮固体或针状结晶,湿的 PtS 为黑色。PtS 高温时分解,不溶于酸、王水或碱金属氢氧化物溶液,密度为 8.847 g/cm³。在 PtS 晶体中,S 原子以近似于四方平面的配位方式围绕在 Pt 原子的周围。

3.3.3.4 硫脲化合物

铂族金属都与硫脲或二苯基硫脲形成稳定而有色的配合物。在酸性溶液中,或在加热情况下,硫脲与贵金属形成的配合物被分解形成难溶性硫化物。用该方法可使铂族金属和其他贱金属元素分离,因此硫脲可用作铂族金属的沉淀剂。

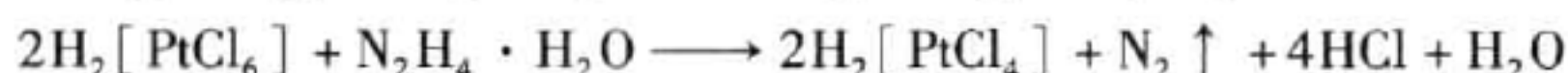
在加热条件下使过量的硫脲同 Pt(Ⅱ)和 Pt(Ⅳ)的氯配合物反应,生成可溶于水的黄色配合物 [Pt(SC(NH₂)₂)₄]Cl₂。反应中 Pt(Ⅳ)被还原成 Pt(Ⅱ),生成的四硫脲配合物很稳定,能在水溶液中溶解,当加入硫酸或碱金属硫酸盐时,则转化为难溶的淡黄色结晶化合物 [Pt(SC(NH₂)₂)₄]SO₄。

3.3.3.5 配合物

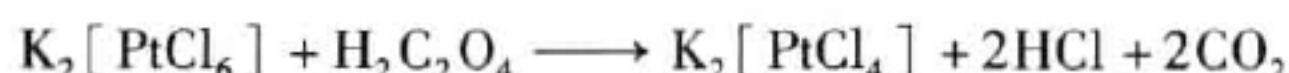
根据 Pearson 的软硬酸碱理论,铂金属离子属于软酸,而卤素离子的软碱性随原子量的

增加而增加,因此铂的卤配合物的稳定性为 $I^- > Br^- > Cl^- > F^-$ 。事实上,铂的氟配合物稀少且不稳定,而 I^- 、 Br^- 和 Cl^- 与铂形成的配合物却普遍存在。 $[PtX_4]^{2-}$ ($X = I^-$ 、 Br^- 和 Cl^-) 均为平面正方形结构,抗磁性。

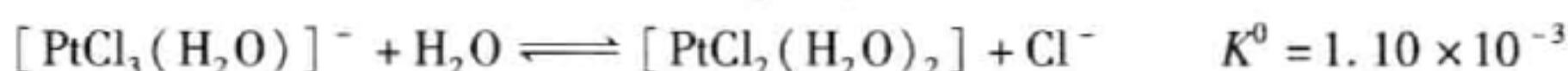
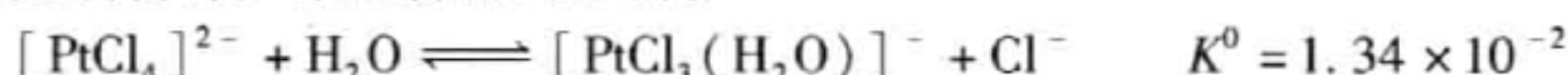
在 $Pt(II)$ 的卤配合物中, $[PtCl_4]^{2-}$ 是最重要的一个,它是制备 $Pt(II)$ 和 $Pt(0)$ 其他配体配合物的原料。通入 SO_2 或加入亚硫酸钠水溶液或水合肼于 $H_2[PtCl_6]$ 溶液中,可使 $Pt(IV)$ 还原为 $Pt(II)$ 并生成 $H_2[PtCl_4]$:



将 $Na_2[PtCl_6]$ 和 $K_2[PtCl_6]$ 溶液用上述还原剂或其他温和的还原剂如 $H_2C_2O_4$ 处理,可得到相应的 $Pt(II)$ 盐:



$K_2[PtCl_6]$ 为暗红色晶体,稍溶于水,在 100 mL 水中 $16^\circ C$ 时可溶解 0.93 g, $100^\circ C$ 时可溶解 5.3 g。它是制备许多铂化合物的原料。



在酸性溶液中还原 Br^- 、 Cl^- 的 $Pt(IV)$ 配盐,可以得到 $[PtBr_4]^{2-}$ 和 $[PtI_4]^{2-}$, 它们和 $[PtCl_4]^{2-}$ 一样,都是平面四方形构型,抗癌性物质。

大多数 $Pt(II)$ 的中性配合物的通式为 $[PtXYL_1L_2]$, 其中 X 和 Y 是阴离子(可同,可异),如 Br^- 、 Cl^- 、 SCN^- 、烷基和芳基等; L_1 和 L_2 是中性配体(可同,可异);如 NH_3 、 SR_2 、 CO 和链烯烃等。

分子组成为 $[PtCl_2(NH_3)_2]$ 的配合物有性质不同的两种物质,一种是溶解度很小的橙黄色晶体(α 型);另一种是溶解度更小的鲜黄色晶体(β 型)。它们属于集合异构体,为平面四方形的配合物(见图 3-1)。



图 3-1 $[PtCl_2(NH_3)_2]$ 配合物

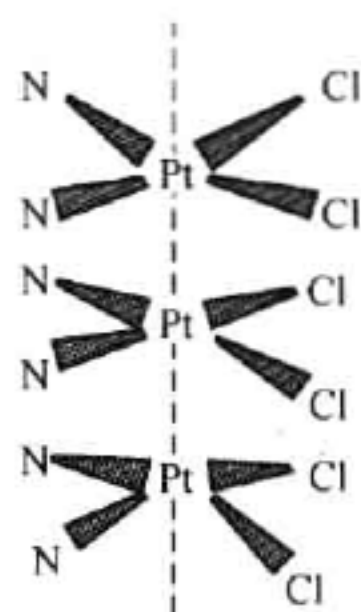


图 3-2 $[PtCl_2(en)_2]$ 结构

$Pt(II)$ 与胺形成的配合物中较重要的有 $[Pt(NH_3)_4]^{2+}$ 、 $[Pt(en)_2]^{2+}$ 等。 $[PtCl_4]^{2-}$ 溶液与胺类配体直接作用很容易得到这类配合物。在溶液中,这类配合物呈平面四方形,四方形的上下空位无疑被溶剂分子占据。但在晶体中,存在着 $Pt(II)$ 与另一个四方形上的 $Pt(II)$ 相互作用的情况。在 $[PtCl_2(en)_2]$ 中,其结构见图 3-2。

在 $Pt(II)$ 的配阴离子和配阳离子形成的化合物中金属与金属间的相互作用是非常重要的,一个典型的例子就是 Magnus 绿色盐 $[Pt(NH_3)_4][PtCl_4]$ 。在这个盐中,阴离子和阳离子按

照平行平面上下交替的方式堆积,并形成金属原子链,该晶体沿金属链方向有较高的导电率。

3.3.4 铂(Ⅳ)化合物

Pt(Ⅳ)化合物有 PtCl_4 、 PtBr_4 、 PtI_4 、 PtI_3 、 PtI_2 、 PtO_2 、 PtS_2 等。

3.3.4.1 卤化物

纯铂与适当过量的 F_2 作用时可以得到 PtF_2 ,其吸水性很强且溶于水,在 $700 \sim 800^\circ\text{C}$ 时, PtF_2 分解为 Pt 和 F_2 。

PtCl_4 可由 Pt 与 Cl_2 在 300°C 时直接作用制得, PtCl_4 为具有吸湿性的红褐色粉末,可溶于水和丙醇,但难溶于乙醇,在空气中吸湿后变为 $\text{PtCl}_4 \cdot 5\text{H}_2\text{O}$ 。 PtCl_4 的水溶液呈酸性, PtCl_4 溶于盐酸生成 $\text{H}_2[\text{PtCl}_6]$,溶于过量的 NaOH 溶液则生成 Na_2PtO_3 。 PtCl_4 可被 Zn 还原。

PtBr_4 是棕黑色粉末,在氢溴酸和硝酸的混合酸中溶解 Pt,蒸发溶液并最终加热到 180°C ,就可以得到 PtBr_4 。 PtBr_4 在水中的溶解度很小,但能溶于乙醇和乙醚。

PtI_4 为棕黑色固体,将 KI 加入热而浓的 $\text{H}_2[\text{PtCl}_6]$ 中即可生成 PtI_4 。和 PtBr_4 一样, PtI_4 的溶解度很小,但能溶于乙醇和乙醚。KI 加入冷的 $\text{H}_2[\text{PtCl}_6]$ 溶液中生成一种黑色沉淀物,其组成为 PtI_3 ,由于该物质是抗磁性的,其中的铂的氧化态实际为 Pt(Ⅱ)和 Pt(Ⅳ),但又不是 PtI_2 和 PtI_4 的简单混合。组成为 PtI_3 的黑色物质在 270°C 时分解为 PtI_2 。

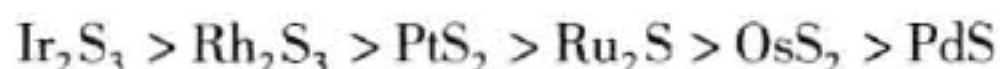
3.3.4.2 氧化物和氢氧化物

Pt(Ⅳ)的氧化物是 PtO_2 , PtO_2 为黑色粉末物,不溶于水,也不溶于酸,被称为亚当斯催化剂。致密的金属铂在任何温度下都不会被空气氧化,在空气中也不会失去表面的金属光泽。但在高压高温的条件下能与纯氧发生作用生成 PtO_2 。在 500°C 时,用 $\text{H}_2[\text{PtCl}_6]$ 与 NaNO_3 共熔,也能制得 PtO_2 。

Pt(Ⅳ)的氢氧化物是 $\text{PtO}_2 \cdot n\text{H}_2\text{O}$ ($n = 1 \sim 4$)。Pt(Ⅳ)的氯化物溶液同过量的碱或者适量的乙酸或硫酸反应可生成白色沉淀 $\text{PtO}_2 \cdot 4\text{H}_2\text{O}$ 。新鲜的 $\text{PtO}_2 \cdot 4\text{H}_2\text{O}$ 易溶于酸,但脱水后在酸中溶解度减小,同时颜色由白变黄,此黄色物质是 $\text{PtO}_2 \cdot 3\text{H}_2\text{O}$,可溶于 KOH 溶液生成 $\text{H}_2[\text{Pt}(\text{OH})_6]$ 。在浓硫酸的作用下,三水合物失去一分子的 H_2O 变为棕色的 $\text{PtO}_2 \cdot 2\text{H}_2\text{O}$,在 100°C 时进一步失水变为黄色的 $\text{PtO}_2 \cdot \text{H}_2\text{O}$ 。加热 $\text{PtO}_2 \cdot \text{H}_2\text{O}$ 最终得到黑色的 PtO_2 。 $\text{PtO}_2 \cdot 3\text{H}_2\text{O}$ 和 $\text{PtO}_2 \cdot 2\text{H}_2\text{O}$ 易溶于盐酸,但 $\text{PtO}_2 \cdot \text{H}_2\text{O}$ 不溶于盐酸,也不溶于王水。

3.3.4.3 硫化物

形成金属硫化物是铂族金属的共性。铂族金属硫化物的溶解度不大,因此可以通过生成硫化物沉淀的方法回收铂族金属,并与其他贱金属分离。铂族金属常见硫化物在水中溶解度减小的顺序为:



PtS_2 最常用的是在铂族金属的氯化物溶液中通入 H_2S 或加入碱金属硫化物。在 90°C 时,向 $\text{H}_2[\text{PtCl}_6]$ 稀溶液中通入 H_2S 可以得到暗褐色的水合 PtS_2 沉淀。 PtS_2 溶于王水,不溶

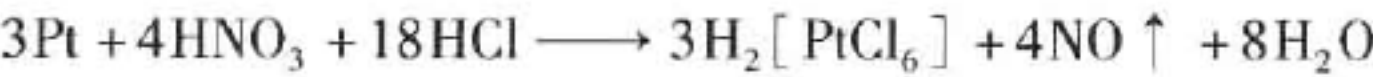
于包括硝酸在内的其他酸。新生成的 PtS_2 溶于碱金属硫化物溶液。因而要用碱金属硫化物从 $\text{K}_2[\text{PtCl}_6]$ 溶液中沉淀出 PtS_2 , 需要在 $\text{HAc}-\text{Ac}^-$ 缓冲溶液中进行。烘干硫化铂沉淀时, 由于温度不同, 可得到 $\text{PtS}_2 \cdot 5\text{H}_2\text{O}$ 和 $\text{PtS}_2 \cdot 3\text{H}_2\text{O}$ 两种硫化物。当温度超过 310°C 时, 该硫化物分解并有金属 Pt 生成。 PtS_2 也可由 Pt 与 S 直接化合得到:



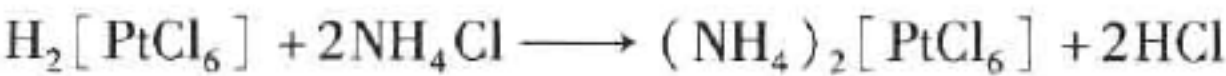
它在氧气中燃烧时会反应生成金属 Pt , 并放出 SO_2 。

3.3.4.4 配合物

Pt(IV) 最重要的配合物是氯铂酸 $\text{H}_2[\text{PtCl}_6]$ 及其盐。用王水溶解 Pt 时生成红色的 $\text{H}_2[\text{PtCl}_6]$:



$\text{H}_2[\text{PtCl}_6]$ 与碱金属氯化物以及 NH_4Cl 作用, 可以生成相应的氯铂酸盐:



其中, $\text{Na}_2[\text{PtCl}_6]$ 是橙红色晶体, 易溶于水和乙醇, 但 $\text{K}_2[\text{PtCl}_6]$ 、 $\text{Ru}_2[\text{PtCl}_6]$ 、 $\text{Cs}_2[\text{PtCl}_6]$ 以及 $(\text{NH}_4)_2[\text{PtCl}_6]$ 都难溶于水。 $(\text{NH}_4)_2[\text{PtCl}_6]$ 不仅在水中溶解度低而且加热易分解, 该性质被广泛应用于铂的分离和提纯, 工业上称其为“氯化铵沉淀法”。由于 $(\text{NH}_4)_2[\text{PtCl}_6]$ 在 NH_4Cl 溶液中的溶解度仅为在纯水中的 $1/250$, 在提纯时, 为提高铂的回收率, 应以稀的 NH_4Cl 溶液洗涤沉淀。 $(\text{NH}_4)_2[\text{PtCl}_6]$ 为正方晶系黄色结晶, 煅烧时可生成浅灰色的海绵铂。海绵铂用王水溶解, 再用氯化铵沉淀法提纯, 如此反复数次, Pt 的纯度可达 99.99% 。

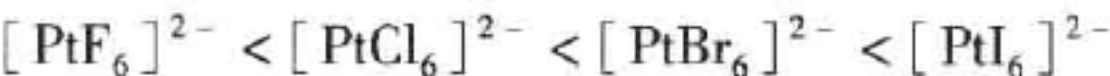
在盐酸介质中, $\text{H}_2[\text{PtCl}_6]$ 及其盐要发生水解, 水解时有部分 Cl^- 被 OH^- 取代(见表 3-5)。

表 3-5 $[\text{PtCl}_6]^{2-}$ 在盐酸介质中的主要水解产物

条 件	主要水解产物
浓度 $>3 \text{ mol/L}$	几乎不水解
浓度 $0.1 \sim 3 \text{ mol/L}$	有微量水解
浓度 0.05 mol/L	$[\text{PtCl}_6]^{2-}$, $[\text{PtCl}_5(\text{OH})]^{2-}$
浓度 0.01 mol/L	$[\text{PtCl}_5(\text{OH})]^{2-}$, $[\text{PtCl}_4(\text{OH})_2]^{2-}$
pH 值 $=7 \sim 13$	$[\text{PtCl}(\text{OH})_5]^{2-}$
pH 值 >13	$[\text{Pt}(\text{OH})_6]^{2-}$

Pt(IV) 的水解产物不同于其他铂族金属, 能溶于水及热的碱性溶液中, 该性质被用于铂与其他铂族金属(Pd , Rh , Ru , Ir)的分离。

黄色的 $\text{K}_2[\text{PtCl}_6]$ 溶液在加热条件下与 KBr 和 KI 同时作用时, 生成深红色的 $\text{K}_2[\text{PtBr}_6]$ 或黑色的 $\text{K}_2[\text{PtI}_6]$ 。 $[\text{PtX}_6]^{2-}$ 的稳定性顺序如下:



Pt(IV) 最为广泛的一类配合物是硫氨配合物 $[\text{Pt am}_6]\text{X}_4$ ($\text{am} = \text{胺}$ 、 NH_3), 以及部分或全部 am 被卤素离子 X^- 取代后的配合物, 诸如 $[\text{PtX}_2 \text{ am}_4]\text{X}_2$, $\text{M}[\text{PtX}_5 \text{ am}_4]$ 和 $\text{M}[\text{PtX}_6]$ 等

等。除少数例外, am 被 X - 的各种形式取代都是可能的。这类配合物中典型的有顺式— $[\text{PtCl}_4(\text{NH}_3)_2]$ 和顺式— $[\text{PtCl}_2(\text{NH}_3)_2]$ 具有重要的生理特性,是一类疗效显著的抗癌物质。

3.3.5 铂(VI)化合物

在铂(VI)化合物中,除氧化物外主要是其氟化物。 PtF_6 可由Pt与 F_2 直接作用制得:



PtF_6 呈暗红色,易挥发,具有极强的氧化能力,而且可以侵蚀玻璃,通常将其保存在镍或蒙乃尔合金容器中。 PtO_3 呈棕红色,不稳定,在室温下缓慢分解。将Pt(VI)的盐溶液或Pt(IV)与Pt(II)的氧化物或氢氧化物在苛性碱溶液中电解氧化,在阳极上可以得到 PtO_3 。 PtO_3 不稳定,在室温下缓慢分解。

3.3.6 铂有机化合物

3.3.6.1 烷基和芳基化合物

这类配合物通常呈白色,对空气稳定,可由烷基锂和格氏试剂作用于卤化物而得到。一个典型的例子是反式— $[\text{PtBr}(\text{CH}_3)(\text{Pet}_3)_2]$,其中Pt—C键能约为250 kJ/mol。

Pt(IV)的有机化合物中有一类含有三个甲基的配合物。在这些化合物中,Pt(IV)都是八面体配位,所形成的化合物一般都比较稳定。在水溶液中 H_2O 分子往往参与配位,形成非常稳定的八面体离子 $[\text{PdMe}_3(\text{H}_2\text{O})_3]^+$ 。有4个甲基的Pt(IV)配合物在水溶液中不能存在。

三甲基乙酰丙酮 $[\text{Pd}(\text{CH}_3)_3(\text{O}_2\text{C}_5\text{H}_7)_2]$ 在非配位溶剂中是二聚体(见图3-3)。

乙酰丙酮是作为三齿配体参与成键的,除了两个氧原子是配位原子外,第三个配位原子是乙酰丙酮环上的中间碳原子。这样Pt(IV)就具有了六配位的八面体构型。

三甲基乙酰丙酮与联吡啶作用可以制得单体配合物 $[\text{PdMe}_3(\text{O}_2\text{C}_5\text{H}_7)(\text{dipy})]$,其分子结构见图3-4。

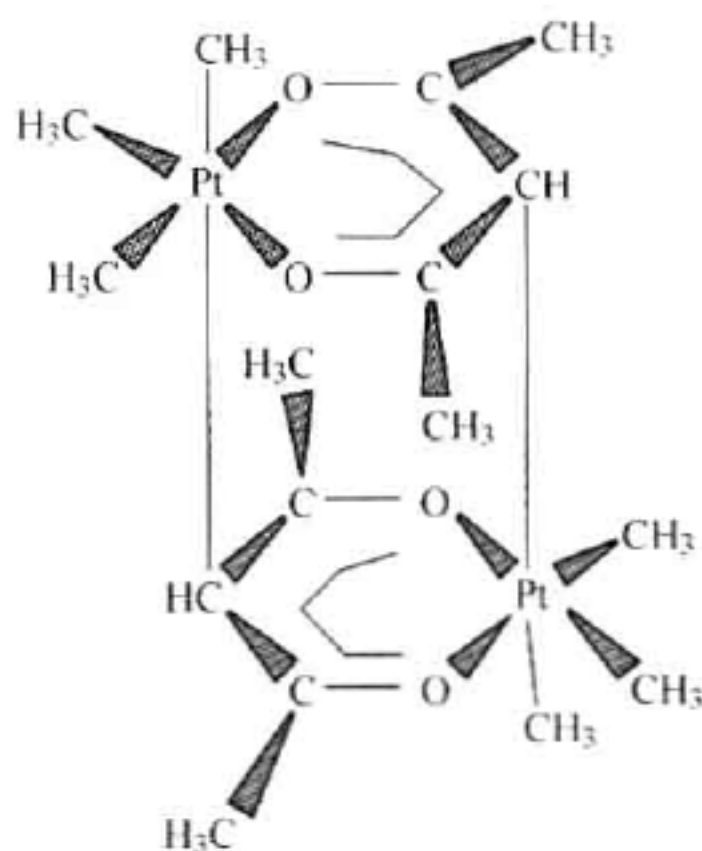


图3-3 $[\text{Pd}(\text{CH}_3)_3(\text{O}_2\text{C}_5\text{H}_7)_2]$ 二聚体

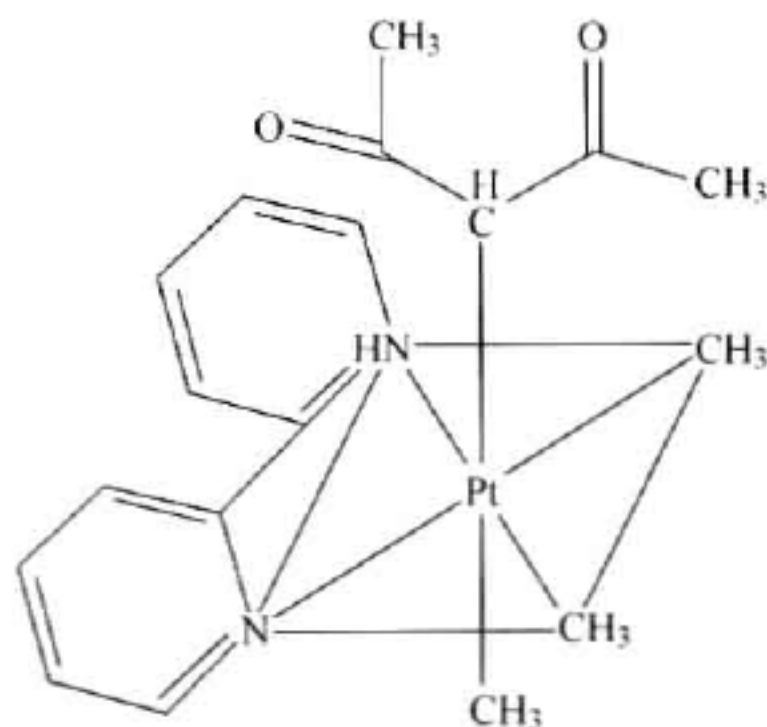
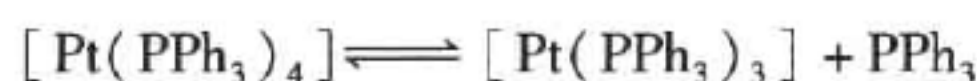


图3-4 $[\text{PdMe}_3(\text{O}_2\text{C}_5\text{H}_7)(\text{dipy})]$ 分子结构

与二聚体三甲基乙酰丙酮的结构式相比较可以看出,在反应过程中Pt—O键断开而Pt—C键未动,这说明Pt—C键常常是一种稳定的化学键。

Pt(0)的配合物相当广泛。当有三苯基膦为配位体时,CO 是较好的 σ 给予体,可以形成许多相当稳定的羰基配合物。尽管还不知道铂的单体羰基配合物,但用 CO 同 $\text{Na}_2[\text{PtCl}_4]$ 的乙醇溶液作用可以得到多核羰基配合物 $[\text{Pt}(\text{CO})_4]_n$,这种配合物对空气敏感,同 PPh_3 反应生成 $[\text{Pt}_3(\text{CO})_3(\text{PPh}_3)_4]$ 。

在 Pt(0)的配合物中,三苯基膦配合物最重要,它由膦与 $\text{K}_2[\text{PtCl}_4]$ 的乙醇溶液相互作用而制备。根据反应条件的不同,可以得到 $[\text{Pt}(\text{PPh}_3)_4]$ 或 $[\text{Pt}(\text{PPh}_3)_3]$ 晶体,两者间存在以下解离平衡:



$[\text{Pt}(\text{PPh}_3)_3]$ 具有较高的活性,其中的一个 PPh_3 可以被 HCl 、 CO 、 CH_3I 、 $\text{RC}\equiv\text{CH}$ 及 O_2 等取代或加成,例如:



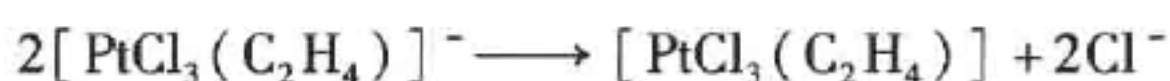
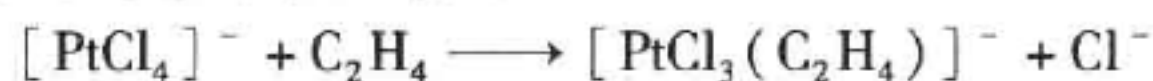
$[\text{Pt}(\text{O}_2)(\text{PPh}_3)_2]$ 中的 O_2 的反应活性很强,可以进一步被 C_2H_4 等物质取代:



也可以使许多物质氧化,如 PPh_3 被氧化成 Ph_3PO , CO 被氧化成 CO_2 , SO_2 被氧化成硫酸根等。

3.3.6.2 烯烃化合物

$[\text{PtCl}_3(\text{C}_2\text{H}_4)]$ 是人们制备的第一个不饱和烃与金属形成的配合物。该配合物由四氯化铂(II)酸盐与乙烯在水溶液中反应制得:



其中配离子 $[\text{PtCl}_3(\text{C}_2\text{H}_4)]^-$ 为平面四方结构(见图 3-5)。

两中性配合物 $[\text{PtCl}_3(\text{C}_2\text{H}_4)]_2$ 是一个具有桥式结构的二聚体(见图 3-6)。

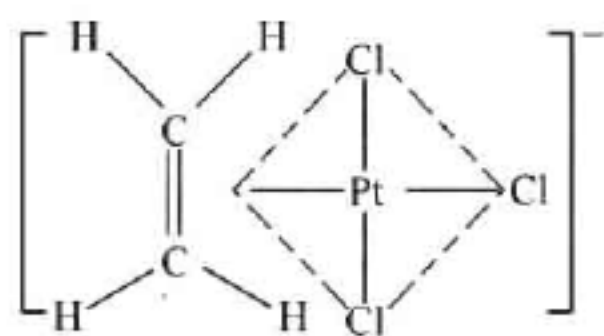


图 3-5 $[\text{PtCl}_3(\text{C}_2\text{H}_4)]^-$ 平面四方结构

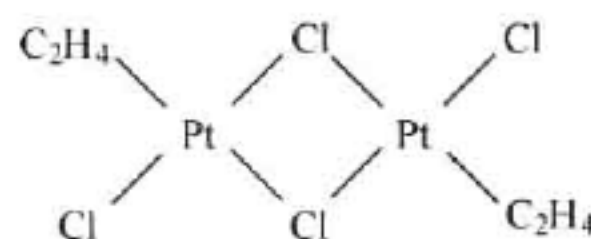


图 3-6 $[\text{PtCl}_3(\text{C}_2\text{H}_4)]_2$ 桥式结构

在上述溶液中加入 KCl ,得到是三氯·乙烯合铂(II)酸钾 $\text{K}[\text{PtCl}_3(\text{C}_2\text{H}_4)]$,此盐称作 Zeise 盐,100 多年前便已合成。

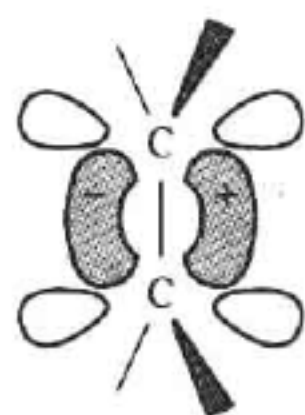


图 3-7 乙烯分子轨道

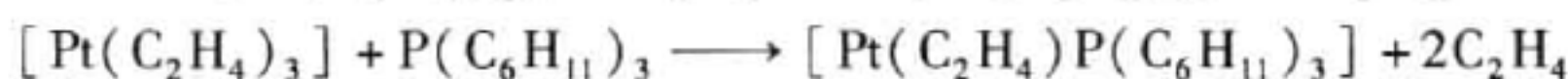
在 $\text{K}[\text{PtCl}_3(\text{C}_2\text{H}_4)]$ 中, $\text{Pt}(\text{II})$ 以 dsp^2 杂化轨道与 4 个配体成键。根据分子轨道理论,乙烯分子中有一个占有电子的成键轨道和一个没有电子的反键轨道(见图 3-7)。

乙烯成键轨道上的电子与 $\text{Pt}(\text{II})$ 的一条空的 dsp^2 杂化轨道侧基配位形成 σ 键(见图 3-8);为了不使 $\text{Pt}(\text{II})$ 的负电荷集聚过多, $\text{Pt}(\text{II})$ 的已占有电子的 d 轨道上的电子可部分地反馈到乙烯的最

高反键 p^* 轨道,形成反馈 π 键(见图 3-8)。

配位与反馈同时进行的作用叫“协同效应”。 σ 键的形成相当于部分的取走了乙烯双键的成键电子,使 $C-C$ 增长而变弱;反馈键的形成使电子进入乙烯的反键 p^* 轨道,也降低了乙烯双键的稳定性。协同效应的结果,使乙烯分子活化,即使在常温常压下,也能使乙烯转化为乙醛。

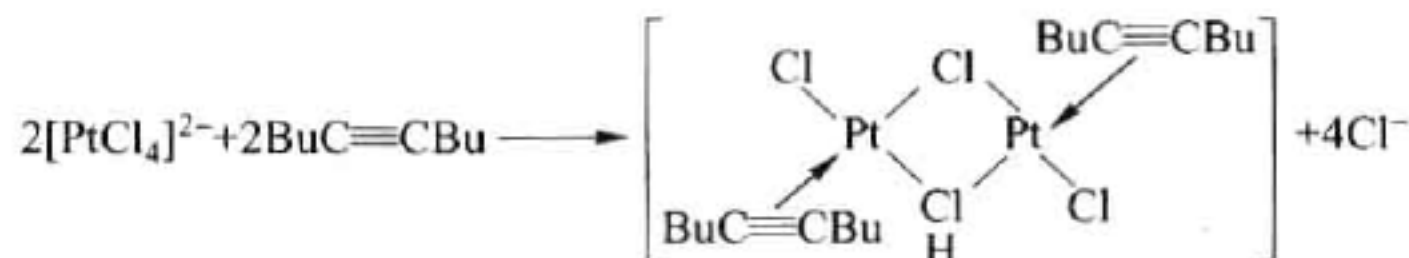
$[Pt(C_2H_4)P(C_6H_{11})_3]$ 是一种白色晶体固体,微溶于石油醚中。其制备如下:



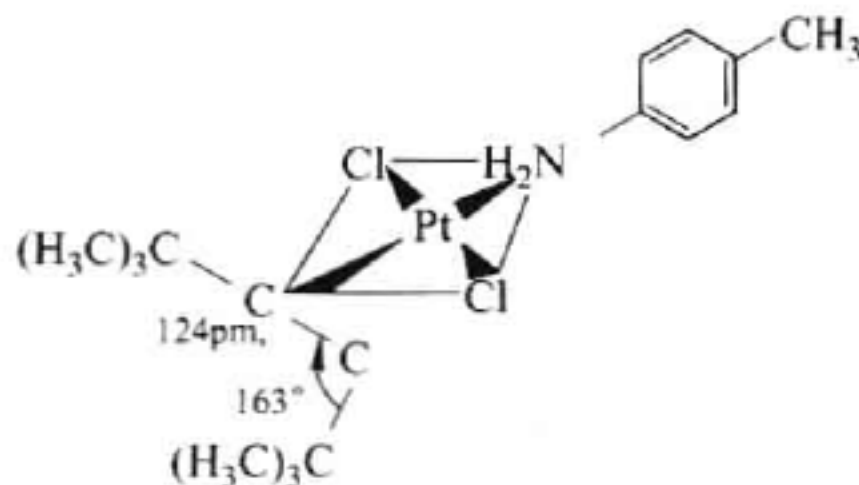
从 $[Pt(C_2H_4)P(C_6H_{11})_3]$ 出发可以制得多种有机铂化合物。

3.3.6.3 炔烃化合物

炔键上虽然有两个 π 键,但在炔烃配合物中一个炔烃通常只能与一个中心离子配位,此时相当于一个炔烃配体所起的作用。例如:



在这种场合,炔键只占据中心离子的一个配位位置。由于空间位阻的影响,常使炔烃的直线形结构变弯曲,例如:



3.4 铑的化合物

铑的化合物主要有 RhF_6 、 RhF_5 、 RhF_3 、 $RhCl_3$ 、 $RhCl_2$ 、 $RhBr_3$ 、 RhI_3 、 Rh_2O_3 、 RhO 、 Rh_2O 、 $Rh_2O_3 \cdot xH_2O$ 、 Rh_2O_5 等。

3.4.1 铑的简单化合物

3.4.1.1 卤化物

氟与铑反应,生成黑色的 RhF_6 固体,它是铂族金属中稳定性最小的六氟化物,干燥的 RhF_6 能与玻璃发生反应。400℃时,在加压的情况下,氟与 RhF_3 反应,生成 RhF_5 。在 500~600℃时,氟与 $RhCl_3$ 和 RhI_3 反应,得到 RhF_3 。 RhF_3 很稳定,不与水、酸或碱反应,在含氢氟酸的 $Rh(III)$ 溶液中,可以析出 $RhF_3 \cdot 6H_2O$ 和 $RhF_3 \cdot 9H_2O$,这两个水合物溶于水得黄色溶液。

300℃时,氯气与铑反应,生成红色的 $RhCl_3$ 晶体(氯化铑)。它与 $AlCl_3$ 的结构相似。

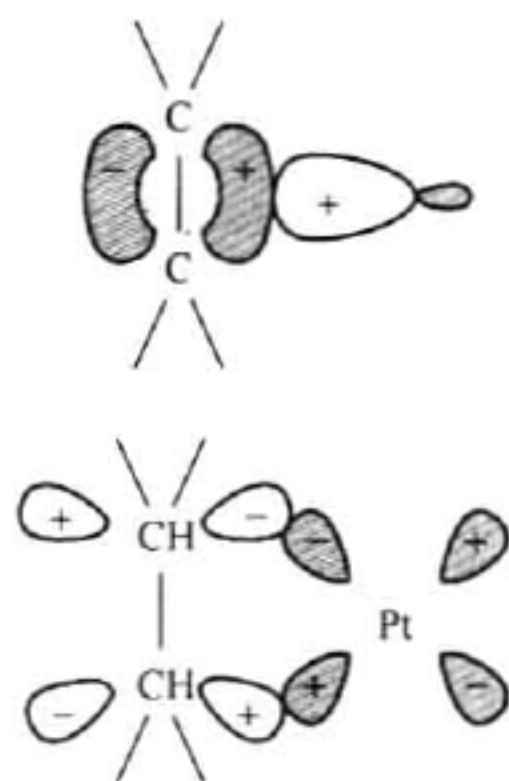


图 3-8 乙烯成键轨道

这个 RhCl_3 不溶于水,在干燥的 HCl 气流中,加热 $\text{RhCl}_3 \cdot 3\text{H}_2\text{O}$ 到 180°C ,得到能溶于水的无水 RhCl_3 。 $\text{RhCl}_3 \cdot 3\text{H}_2\text{O}$ 是制备其他铑合物最有用的原料。

溴和铑在 300°C 时反应,生成 RhBr_3 。它是红棕色晶体,不溶于水中。用溴及氢溴酸处理海绵铑,得到 $\text{RhBr}_3 \cdot 2\text{H}_2\text{O}$ 。此化合物可溶于水。用 KI 与 $\text{RhBr}_3 \cdot 2\text{H}_2\text{O}$ 作用,生成黑色 RhI_3 固体。

3.4.1.2 氧化物和氢氧化物

在氧气流中加热铑或 RhCl_3 至 600°C ,生成褐色 Rh_2O_3 固体。 800°C 时, Rh_2O_3 分解出的氧气压力约为 100 kPa 。 $\text{Rh}-\text{O}_2$ 体系中,可能存在 RhO 和 Rh_2O 。 Rh_2O_3 表现出一些两性:它与某些 2 价金属氧化物共熔,生成盐 $\text{M}^{\text{II}}\text{Rh}_2\text{O}_4$ 。

用碱处理 $\text{Rh}(\text{III})$ 的溶液时,得到黄色沉淀 $\text{Rh}_2\text{O}_3 \cdot 5\text{H}_2\text{O}$ 。它能溶于酸,也能溶于碱中。在氧化剂(溴酸钠和次氯酸盐)存在时,用碱处理 $\text{Rh}(\text{III})$ 的溶液,生成 $\text{RhO}_2 \cdot 2\text{H}_2\text{O}$ 。它是氧化剂,溶解于盐酸中有氯放出。 $\text{RhO}_2 \cdot 2\text{H}_2\text{O}$ 是绿色固体,其水分子数目是可变的,因此又可写成 $\text{RhO}_2 \cdot x\text{H}_2\text{O}$ 。

3.4.1.3 硫化物、硒化物及碲化物

铑与相应的单质混合后共同加热,即可制得灰黑色 RhS_2 固体、灰黑色 RhSe_2 固体和灰黑色 RhTe_2 固体。 RhCl_3 与硫共热,可制得灰黑色 Rh_2S_5 固体。此化合物很不活泼,与强酸都不发生反应。

3.4.2 铑(III)的配合物

$\text{Rh}(\text{III})$ 是铑的最常见的氧化态。与 $\text{Co}(\text{III})$ 的相应配合物相似, $\text{Rh}(\text{III})$ 的配合物几乎都是八面体结构的。它们与 $\text{Co}(\text{III})$ 的差别在于它们不能被还原为 $\text{Rh}(\text{II})$ 配合物。

$\text{Rh}(\text{III})$ 具有 d^6 电子组态。包括 K_3RhF_6 在内,所有的 $\text{Rh}(\text{III})$ 配合物都是反磁性的。 $\text{Rh}(\text{III})$ 配合物呈现黄色、红色或红棕色。

$\text{Rh}(\text{III})$ 配合物主要有四类:(1) 卤素离子、硫氰酸根离子及氰离子生成的配合物,如 $\text{K}_2[\text{RhF}_5]$, $\text{K}_3[\text{Rh}(\text{SCN})_6]$, $\text{K}_3[\text{Rh}(\text{CN})_6]$; (2) 含氧配体的配合物,如 $[\text{Rh}(\text{H}_2\text{O})_6](\text{ClO}_4)_3$; (3) 含氮配体的配合物,主要是六氮合物、五氮合物、四氮合物、三氮合物; (4) Π -配合物,包括环戊二烯配合物和烯丙基配合物。

3.4.3 铑(I)的配合物

$\text{Rh}(\text{I})$ 的配合物很多。根据配位原子的不同分为:含氮配体的配合物、含亚硝酸配体的配合物、含膦的配合物、羰基配合物、氧作为配体的配合物、氢作为配体的配合物、环戊二烯配合物、芳烃配合物等。大多数的 $\text{Rh}(\text{I})$ 配合物都是平面正方形,少部分的 $\text{Rh}(\text{I})$ 配合物的配位数为 5。不论配位数为 4 或配位数为 5 的 $\text{Rh}(\text{I})$ 配合物都含 p -键。能与金属生成反馈 p -键的配体可以使低氧化态的金属稳定化。在有相应配体存在下还原 $\text{RhCl}_3 \cdot 3\text{H}_2\text{O}$,即可制得 $\text{Rh}(\text{I})$ 的配合物。还原剂可以是配体,可以是醇类溶剂,也可以是其他还原剂。

$\text{Rh}(\text{I})$ 平面正方形的配合物能与 H_2 等分子发生加成反应,生成 $\text{Rh}(\text{III})$ 的八面体配合物。所以 $\text{Rh}(\text{I})$ 平面正方形的配合物是许多有机反应的良好催化剂。

3.4.4 铑及其他氧化态的配合物

Rh(IV)、Rh(V)和Rh(VI)的配合物相当少。Rh(II)具有 d^7 电子组态,可以预料,它的配合物将是顺磁性的。Rh(II)的配合物的数目也不多,如 $\text{Rh}_2(\text{O}_2\text{CH})_4(\text{H}_2\text{O})_2$ 、 $\text{Rh}_2(\text{O}_2\text{CMe})_4(\text{H}_2\text{O})_2$ 、 $\text{Rh}_2(\text{O}_2\text{CMe})_4$ 等。1972年发现Rh(II)的羧酸盐具有抗癌活性,能抑制一些生物过程,它们也可以作为有机合成中的催化剂。只含羰基的Rh(0)配合物只有3种: $\text{Rh}_2(\text{CO})_8$ (橙色,76℃时溶化并分解)、 $\text{Rh}_2(\text{CO})_{12}$ (红色,150℃时分解)、 $\text{Rh}_6(\text{CO})_{16}$ (黑色,220℃时分解)。在铜存在时,无水 RhCl_3 和CO在20200 kPa压力下,加热15 h,温度范围为50~80℃时生成 $\text{Rh}_4(\text{CO})_{12}$,温度范围为80~230℃时生成 $\text{Rh}_6(\text{CO})_{16}$ 。

3.5 钯的化合物

钯的化合物主要有 PdF_3 、 PdF_2 、 PdCl_2 、 PdBr_2 、 PdI_2 、 PdO 、 PdS_2 、 PdS 、 PdSe_2 、 PdTe_2 、 PdSe 、 PdTe 、 $\text{Pd}(\text{NO}_3)_2$ 、 $\text{Pd}(\text{NO}_3)_4$ 、 PdSO_4 、 $\text{Pd}(\text{CN})_2$ 、 $\text{Pd}(\text{SCN})_2$ 等。

3.5.1 钯的简单化合物

3.5.1.1 卤化物

在一定条件下,Pd可与卤素(F、Cl、Br、I)形成简单的卤化物。其中 PdCl_2 是最有实用价值的钯的化合物,它是制备其他含钯化合物的主要原料,也是工业上常用的含钯催化剂。

PdCl_2 可由赤热状态下的钯与氯气反应而得到。

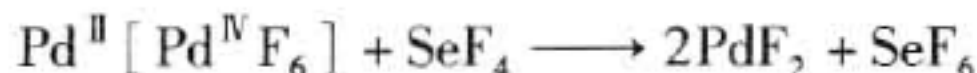


这样得到的无水 PdCl_2 不溶于水,但能缓缓的溶解于盐酸中。无水 PdCl_2 是红色晶体,其结构为无限的平面长链,其中Pd(II)的配位数为4,钯与4个配位体的氯原子生成平面正方形,钯位于正方形的中心,Pd、Cl原子的核心距离为231 pm。 PdCl_2 在600℃开始升华,同时分解为钯与氯气。

将钯溶于王水,生成 $\text{H}_2[\text{PdCl}_4]$ 溶液,浓缩该溶液得到水合的 $\text{H}_2[\text{PdCl}_4]$,加热此水合物即得到水合 PdCl_2 。由水溶液中得到的 $\text{PdCl}_2 \cdot 2\text{H}_2\text{O}$ 是易潮解的黑红色晶体。 PdCl_2 容易被还原成金属钯,通 H_2 于 PdCl_2 溶液中,即可有钯析出。在加热条件下可用乙醇或乙烯作还原剂还原 PdCl_2 溶液而得到金属钯。而环己烷环己醇氢化喹啉等氢化芳香族化合物和2%的 PdCl_2 溶液共同煮沸,即生成相应的芳香族化合物和金属钯。工业上使用的 PdCl_2 一般是水合二氯化钯。

PdBr_2 的制备方法是将金属钯溶解在硝酸和氢溴酸的混合溶液中,浓缩该溶液,得到黑色的 $\text{H}_2[\text{PdBr}_4]$ 晶体,加热该晶体,赶走溴化氢,得到红褐色晶体 PdBr_2 。在 $\text{K}_2[\text{PdCl}_4]$ 溶液中加入KI溶液,可析出黑色的 PdI_2 沉淀。 PdI_2 不溶于水中,微溶于含过量碘离子的溶液中。

将 PdBr_2 与 PdF_3 作用,生成 $\text{Pd}_2\text{F}_6 \cdot 2\text{BrF}_3$,加热此加成化合物到180℃,赶走 BrF_3 ,可得到“三氟化钯” $\text{Pd}^{\text{II}}[\text{Pd}^{\text{IV}}\text{F}_6]$ 。将 $\text{Pd}^{\text{II}}[\text{Pd}^{\text{IV}}\text{F}_6]$ 与 SeF_4 共同回流并蒸馏,可得到 PdF_2 :



3.5.1.2 氧化物

钯的氧化物有 PdO 、 $\text{PdO} \cdot x\text{H}_2\text{O}$ 和 $\text{PdO}_2 \cdot n\text{H}_2\text{O}$ 。比较重要的是 PdO ,在用氢还原醛

基—CHO 为甲基—CH₃ 的反应中, PdO 可以作催化剂。

在 800 ~ 840℃ 时, 在氧气流中加热金属钯, 或者熔解钯粉、KOH 和 KNO₃ 的混合物, 能生成黑绿色的 PdO, 在不同的温度时, 按不同比例混合成蓝绿色物质。PdO 是唯一稳定的钯的氧化物。自 820℃ 起, PdO 开始分解为钯与氧。钯与未分解的氧化钯, 在不同温度时, 按不同的比例混合成蓝绿色物质。当温度高于 870℃ 时, PdO 完全分解成钯。在氧气流中, 用更高温度加热钯, 由于生成氧在钯中的固体溶液, 钯的质量增加了, 随着温度的升高, 氧在钯中的溶解度继续增大, 当温度高于 1300℃, 氧开始自钯中逸出。

水解 Pd(Ⅱ) 的配合物, 生成水合氧化钯(Ⅱ); 水解金属钯与过氧化钠的熔融物, 也得到水合氧化钯(Ⅱ), 为一水合氧化钯, 可以看作是 Pd(OH)₂。它能溶于酸, 不会老化, 甚至干燥失水后也不会老化。水解硝酸盐可得到 PdO · xH₂O (x = 0.48 ~ 0.63)。该水合物不溶于酸中, 它具有 PdO 的同样晶格, 只是晶格的体积不一样。它是水与 PdO 组成的固溶体。

往 K₂[PdCl₆] 溶液中加入碱溶液, 生成暗红色 PdO · nH₂O 沉淀。它是一个强氧化剂, 在室温时会慢慢放出氧气, 在 200℃ 时转变为 PdO。

3.5.1.3 其他简单化合物

A PdS₂ 和 PdS

在一个抽空的封闭管子中把 PdCl₂ 和硫共同加热到 450℃, 冷却后, 用 CS₂ 溶解掉多余的硫, 即得到灰黑色的 PdS₂。在隔绝空气的情况下, K₂[PdCl₄] 与硫于 210℃ 共热, 或者酸化 Na₂PdS₃ 溶液, 都可以得到 PdS₂。向 [PdCl₄]²⁻ 溶液中通入 H₂S, 生成褐色 PdS 沉淀。金属钯与硫共熔, 生成灰黑色的 PdS 晶体, 其熔点为 (970 ± 5)℃。PdS 的结构为微变形的平面正方形, 每一个钯原子被 4 个硫原子所包围。

B PdSe₂、PdTe₂、PdSe 和 PdTe

在 CO₂ 气流中, PdCl₂ 和过量的 Se 共热, 将所得产物磨成细粉, 再与大量的 Se 混合, 于一个抽空的管子中加热到 600℃, 再把产物磨成细粉并与氰化钾溶液共热, 过量 Se 与氰化钾作用生成 KSeCN, 残留的橄榄灰色固体就是 PdSe₂。

在 CO₂ 气流中, 于 750℃ 加热 PdCl₂ 与过量的 Te 混合物, 反应产物磨成细粉, 再加入大量碲, 在抽空的管子中加热到 700℃, 冷却后, 用浓 KOH 溶液溶解过量碲, 留下来的银灰色的 PdTe₂ 固体。

把 PdCl₂ 溶液加入 H₂Se 饱和溶液中, 生成黑褐色 PdSe 沉淀。在 [PdCl₄]²⁻ 溶液中加入 Na₂Te, 得到 PdTe 沉淀。

C Pd(NO₃)₂、Pd(NO₃)₄

将金属钯溶于硝酸中, 浓缩溶液, 得到 Pd(NO₃)₂ · 2H₂O 褐色晶体。在室温时令液态的 N₂O₅ 与 Pd(NO₃)₂ · 2H₂O 反应, 生成褐色 Pd(NO₃)₂。在 -78℃ 时用 N₂O₄ 处理 Pd(NO₃)₂ · 2H₂O, 然后把混合物的温度升至室温, 得到褐色黏性液体, 放置 24 h 后, 析出褐色晶体 Pd(NO₃)₄。它能氧化 I⁻, 但不能氧化 Fe²⁺。

D PdSO₄

金属钯在硝酸和硫酸的混合溶液中溶解并浓缩, 可以得到 PdSO₄ · xH₂O。溶解水合氧化钯(Ⅱ)于硫酸中, 然后从这溶液中析出红褐色易潮解的 PdSO₄ · 2H₂O 晶体。溶钯于硝酸

中,加浓硫酸蒸发至发浓烟,即可得到暗红色无水 PdSO_4 。根据红外光谱, $\text{PdSO}_4 \cdot 2\text{H}_2\text{O}$ 是一种螯合物,而 PdSO_4 可能是多核配合物。

E $\text{Pd}(\text{CN})_2, \text{Pd}(\text{SCN})_2$

往 $\text{Pd}(\text{CN})_2$ 溶液中加入 $\text{Hg}(\text{CN})_2$,生成黄色的 $\text{Pd}(\text{CN})_2$ 。把 KSCN 溶液加入 $\text{K}_2[\text{PdCl}_4]$ 溶液中,析出红色的 $\text{Pd}(\text{SCN})_2$ 沉淀,继续加入 KSCN 溶液,沉淀溶解,生成易溶于水的红色配合物 $\text{K}_2[\text{Pd}(\text{SCN})_4]$ 。

3.5.2 钯(Ⅱ)的配合物

$\text{Pd}(\text{Ⅱ})$ 具有 d^8 构型,它的配合物都是反磁性的。大部分 $\text{Pd}(\text{Ⅱ})$ 配合物具有平面正方形结构。如果在垂直于平面正方形的轴上,有两个弱的 σ 键,则可生成八面体结构。试验证明,这两个位置为溶剂分子所占据,在配体取代反应或者催化反应中,这两个溶剂分子首先被取代。

3.5.2.1 卤素、硫氰酸根及氰配合物

在有过量氯离子存在时,钯溶解于硝酸和盐酸的混合溶液中,生成 $[\text{PdCl}_4]^{2-}$ 。在有氯化钠存在时对金属钯进行氯化,可制得 $\text{Na}_2[\text{PdCl}_4]$ 。采取类似的方法,可制得各种各样 $[\text{PdX}_4]^{2-}$ 得盐类($\text{X} = \text{Br}^-$ 、 I^- 、 SCN^- 及 CN^-)。 $[\text{PdCl}_4]^{2-}$ 为黄褐色, $[\text{PdBr}_4]^{2-}$ 为暗红褐色, $[\text{PdI}_4]^{2-}$ 为黑色, $[\text{Pd}(\text{SCN})_4]^{2-}$ 为亮红色, $[\text{Pd}(\text{CN})_4]^{2-}$ 为无色。 $\text{Na}_2[\text{PdCl}_4]$ 易吸湿,能溶解于乙醇中,极易溶解于水中。

在通常情况下, SCN^- 以氯原子为配位原子,但配合物中其他配体的性质以及空间效应对 SCN^- 中配位原子的选择也有较大的影响。 $[\text{Pd}(\text{SCN})_4]^{2-}$ 和 $[\text{Pd}(\text{NH}_3)_2(\text{SCN})_4]$ 中 SCN^- 的配位原子为硫, $[\text{Pd}(\text{PR}_3)_2(\text{NCS})_2]$ ($\text{R} = \text{Et}$ 、 Ph), NCS^- 的配位原子为氮。在一些配合物中, SCN^- 既能以氮又能以硫作为配位原子,有的配合物在不同的温度范围内存在着不同的键合异构体。

在过渡金属的氰配合物中,氰提供一对 σ 电子给金属,金属又把自己的 Π 电子供入 CN^- 的 Π 反键轨道。由于 CN^- 带有一个负电荷,所以它接受 Π 电子的能力比中性分子 CO 弱,但是 CN^- 具有很强的配位场,所以, Pd^{2+} 与 CN^- 形成非常稳定的配合物。

Pd^{2+} 盐与 $\text{Hg}(\text{CN})_2$ 反应,生成反磁性的淡黄色固体 $\text{Pd}(\text{CN})_2$ 。将 $\text{Pd}(\text{CN})_2$ 溶解在 MCN (M 为碱金属)的水溶液中,即得 $[\text{Pd}(\text{CN})_4]^{2-}$ 。 $\text{M}_2[\text{Pd}(\text{CN})_4]$ 是无色晶体,为反磁性物质。在乙醚中 $\text{M}_2[\text{Pd}(\text{CN})_4]$ 与盐酸反应,生成白色的 $\text{H}_2[\text{Pd}(\text{CN})_4]$ 粉末。 $\text{K}_2[\text{Pd}(\text{CN})_4]$ 具有 1 个或 3 个结晶水。 $[\text{Pd}(\text{CN})_4]^{2-}$ 分析确定其结构为平面正方形。

3.5.2.2 含氧配体的配合物

这里所说的含氧配体是指配位原子为氧原子的配体。用氧作为配位原子的配体与 $\text{Pd}(\text{Ⅱ})$ 所生成的配合物较少。这类配合物的稳定性较低。在许多情况下,以氧作为配位原子的配体很容易被软配体(如 CN^- 、 AsR_3 、 Pr_3 、 SR_2 或 I^-)所取代。如果在配体中除氧以外,还含有氮、硫或者砷作为配位原子,那么所生成的配合物就相当稳定。

把 PdO 溶解在稀硝酸及高氯酸的混合溶液或硫酸中,生成 $[\text{Pd}(\text{H}_2\text{O})_4]^{2+}$ 。将钯溶解在浓的硝酸中,加入高氯酸并蒸发至发烟,然后将溶液冷却,即析出褐色 $[\text{Pd}(\text{H}_2\text{O})_4](\text{ClO}_4)_2$ 晶体。这个配合物极易水解,所以其水溶液的酸度较高。只有在溶液中不存在其他任何配体

时, $[\text{Pd}(\text{H}_2\text{O})_4]^{2+}$ 才稳定地存在水溶液中, 因为该配离子中的配位水极易被其他配体取代。

硝酸钯(Ⅱ)与多种有机酸反应, 生成 $\text{Pd}(\text{OCOR})_2$ ($\text{R} = \text{Me}, \text{Et}, \text{Ph}, \text{CF}_3, \text{C}_2\text{H}_5$)。它们的颜色都是褐色的。在 37°C 时, $\text{Pd}(\text{Ⅱ})$ 的乙酸盐、丙酸盐及苯甲酸盐都是三聚体。加热至苯的沸点时, 三种盐都离解成单体。三聚体以羧酸根作为成键基团, 其结构式见图 3-9。

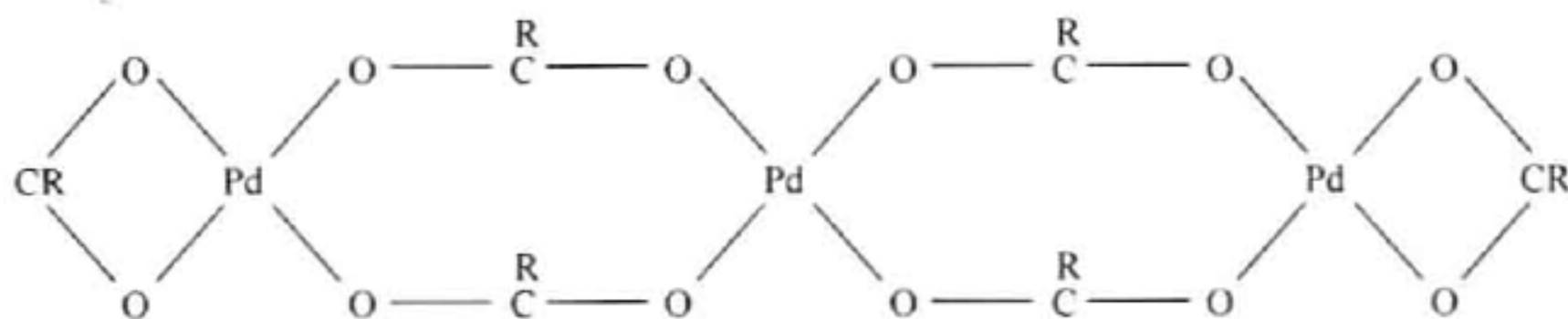


图 3-9 三聚体结构

NaCNO 与 $\text{Pd}(\text{NO}_3)_2$ 反应, 生成黄色的 $\text{Na}_2[\text{Pd}(\text{CNO})_4] \cdot 5\text{H}_2\text{O}$, 这个配合物受热或受撞击会爆炸。

用浓硝酸氧化 $\text{K}_2[\text{Pd}(\text{NO}_2)_4]$, 得到橙红色的 $\text{K}_2[\text{Pd}(\text{NO}_3)_4]$ 。这个配合物在空气中是稳定的, 但在水溶液中立即水解。

亚砷是 20 世纪 60 年代发展起来的一类新型萃取剂。亚砷萃取钯(Ⅱ)时, 在一定条件下生成 $\text{Pd}(\text{R}_2\text{SO})_2\text{Cl}_2$ 配合物。R 基团的结构对萃取性能有明显影响。石油亚砷具有高效和经济两个特点, 是很有前途的萃取剂。萃取过程生成 $\text{PdCl}_2 \cdot 2\text{PSO}$ 配合物 (PSO 代表石油亚砷)。

3.5.2.3 含硫、硒或碲配体的配合物

$\text{Pd}(\text{Ⅱ})$ 与含硫、硒或碲配体生成很稳定的配合物。这类配体包括硫醇、亚硫酸根、硫代硫酸根、硫醚、硒醚、硫脲及二甲基亚砷等。还有一些螯合配体、二硫代羧酸根黄原酸根、二代氨基二硫甲酸根等。

$\text{Pd}(\text{Ⅱ})$ 的含卤桥二聚配合物容易被一卤配体所分解, 变成单核配合物, 而 RS^- 作为成桥基团的多核配合物相当稳定, 不会被相应的一卤配体所分解。

在配合物中, 亚硫酸根只能作为一卤配体, 不能作为二卤配体。 $[\text{Pd}(\text{SO}_3)(\text{H}_2\text{O})_3]$ 不能脱水变成 $[\text{Pd}(\text{SO}_3)(\text{H}_2\text{O})_2]$ 。在 $[\text{Pd}-(\text{PhSO}_2)_2(\text{H}_2\text{O})_2]$ 和 $[\text{PdPh}(\text{SO}_2)_2\text{L}_2]$ 中硫是配位原子。

$[\text{Pd}(\text{S}_2\text{O}_3)_2]^{2-}$ 中 $(\text{S}_2\text{O}_3)^{2-}$ 是二卤配体, 它有两个配位原子, 一个是硫, 一个是氧。

$\text{Pd}(\text{Ⅱ})$ 与含氮和含硫杂环体系的配合物具有抗癌活性, 因此人们对此类化合物的研究比较多。

3.5.2.4 含氮配体的配合物

$\text{Pd}-\text{N}$ 键十分牢固, 已经合成了许多种 $\text{Pd}(\text{Ⅱ})$ 的以氮作为配位原子的配合物, 这些配合物具有通式: $[\text{Pd am}_4]^{2+}$ 、 $[\text{Pd am}_2\text{X}_2]$ 或 $[\text{Pd am}_2\text{X}_2]_2$ ($\text{am} = \text{胺}, \text{NH}_3$)。 $\text{Pd}(\text{Ⅱ})$ 的配合物比相应的 $\text{Pt}(\text{Ⅱ})$ 的配合物有较高的易变性。 $[\text{Pd am}_4]\text{Cl}_2$ 很容易与盐酸反应生成 $[\text{Pd am}_2\text{Cl}_2]$, 而 $\text{Pt}(\text{Ⅱ})$ 则极不容易发生相应变化。 $\text{Pt}(\text{Ⅱ})$ 有很多顺、反异构体配合物, 但很多 $\text{Pd}(\text{Ⅱ})$ 配合物只有单一物种。

3.5.2.5 羰基配合物

Ni(0)生成稳定的 $\text{Ni}(\text{CO})_4$, Pd(0)生成不稳定的 $\text{Pd}(\text{CO})_4$, Pd(0)不生成这类化合物。Pd(II)与 Pt(II)能生成羰基卤化物,而 Ni(II)则没有这种能力。在 0°C 时,向 PdCl_2 的酒精悬浮液中通入 CO,即得反磁性的黄色配合物 $[\text{Pd}_2\text{Cl}(\text{CO})_2]_n$ 。CO 与 $\text{Pd}_2\text{Cl}_2(\text{PhCN})_2$ 反应时,也生成反磁性的黄色配合物 $[\text{Pd}_2\text{Cl}(\text{CO})_2]_n$ 。

3.5.2.6 异氰配合物

芳基异氰配合物与 Pd(II)卤化物反应,生成稳定的橙色配合物 $[\text{PdX}_2(\text{CNR})_2]$ ($\text{X} = \text{Cl}, \text{Br}, \text{I}, \text{R} = \text{芳基}$)。这个配合物易溶于苯和氯仿等溶剂中。

此外, Pd(II)还可与有机配体形成烷基和芳香基配合物、环戊二烯配合物、烯烃配合物、炔烃配合物、烯丙基配合物和氢作配体的各类配合物。

3.5.3 钯(IV)的配合物

铂容易生成 4 价的简单化合物和配合物,钯呈现 4 价的倾向很弱。钯的第一到第四电离势总和为 109.5 eV,铂的第一到第四电离势总和为 97.16 eV,因此铂比钯更容易呈现 4 价状态。Pd(IV)的配合物较少。

在有 NaCl 存在的氯化金属钯,或者用氧化剂与金属钯共熔,然后用盐酸处理熔体,即可制得 $[\text{PdCl}_6]^{2-}$ 。结晶状态得 $\text{K}_2[\text{PdCl}_6]$ 为砖红色晶体,微溶于水,给 $\text{K}_2[\text{PdCl}_6]$ 加热时生成 $\text{K}_2[\text{PdCl}_4]$ 和 Cl_2 。氯配合物中氯可被氟代替。 $\text{M}_2[\text{PdBr}_4]$ 的浓溶液与 Br_2 反应,生成黑色的 $\text{M}_2[\text{PdBr}_6]$ ($\text{M} = \text{K}, \text{Rb}, \text{Cs}$)。给 $\text{M}_2[\text{PdBr}_6]$ 的水溶液加热, $\text{M}_2[\text{PdBr}_6]$ 也会分解为 $\text{M}_2[\text{PdBr}_4]$ 和 Br_2 。尚未合成得到 $[\text{PdI}_6]^{2-}$ 。

3.5.4 钯及其他氧化态的配合物

兼有 σ 给予体和 p 接受体特点的配体(如 CO)能与低价金属生成稳定的配合物。CO 与低价金属生成各式各样的羰基配合物。 σ 给予体性质较强的 R_3P 和 R_3As ,以及 σ 给予体性质很强的 α, α' -联吡啶和二氮杂菲等,能与 Pd(0)生成许多配合物。

具备给予体和接受体性质的配体,提供一对电子与金属生成一个 σ 配位键,多个配位体提供的多对电子,使金属积累了过多负电荷,这样的体系是不稳定的,金属可以提供 Π 电子与配体空的 Π 轨道生成反馈 Π 键,这样也降低了金属上的负电荷,使整个体系稳定化。

价电子层含有 d^{10} 的 Pd(0)与 Pt(0),倾向于生成配位不饱和的配合物,如 $\text{Pd}(\text{PhNC})_2$ 和 $\text{Pt}(\text{PPh}_3)_2$ 。 d^8 的 Ru(0)、Rh(I)和 Ir(I)也易于生成配位不饱和的配合物,如 $[\text{Rh}(\text{PPh}_3)\text{Cl}]$ 。相应离子的配位数较高的配合物在水溶液中往往会离解成配位不饱和的物种。许多 Pd(0)和 Pt(0)的配合物能进行配位加成和配位离解反应,正是由于这个原因,它们具有较强的反应性能和催化性能。

3.5.4.1 羰基化合物

低温下,在惰性介质中,钯与 CO 发生反应,生成 $[\text{Pd}(\text{CO})_n]$ ($n = 1 \sim 4$)。 $[\text{Pd}(\text{CO})_4]$ 的结构是正四面体。含羰基少的 Pd(0)的配合物与过量的 CO 反应,能生成 $[\text{Pd}(\text{CO})_4]$ 。在温度低于 80K 时,在氮介质中, $[\text{Pd}(\text{CO})_4]$ 是安定的。

3.5.4.2 氰及异腈配合物

在液态 NH_3 中,用钾还原 $\text{K}_2[\text{Pd}(\text{CN})_4]$ 。它极易被氧化。在酸性、中性或弱碱性溶液中, $[\text{PdX}_2(\text{RNC})_2]$ 不被强还原剂还原;在强碱性溶液中,使用异腈为理论量的2倍以上时,即自发的发生还原反应;弱异腈的量低于理论量的2倍,则一点 $[\text{Pd}(\text{RNC})_2]$ 也得不到;使用异腈为理论量的2.6倍时, $[\text{Pd}(\text{RNC})_2]$ 的产率为50%。由于 $[\text{Pd}(\text{RNC})_2]$ 容易制备,通常总是以它为原料来制备 $\text{Pd}(0)$ 的异腈配合物。

3.5.4.3 烯烃和炔烃的配合物

$\text{K}_2[\text{Pd}(\text{CN})_4]$ 与 $\text{KC}\equiv\text{CR}$ 反应,生成 $\text{K}_2[\text{Pd}(\text{CN})_2(\text{C}=\text{CR})_2]$ 。在液氨中,用金属钾还原 $\text{K}_2[\text{Pd}(\text{CN})_2(\text{C}=\text{CR})_2]$ 生成 $\text{Pd}(0)$ 的 $\text{K}_2[\text{Pd}(\text{C}=\text{CR})_2]$ 。这些 $\text{Pd}(0)$ 的配合物是反磁性的,极易被氧化。 $[(\text{C}_6\text{H}_5)_3\text{P}]\text{PdL}$ (L代表炔烃)是极不稳定的配合物,对它的研究也比较困难。合成稳定的炔烃配合物成为一个重要课题。

3.5.4.4 亚硝基配合物

如果认为亚硝基是 NO^+ ,那么,有几个亚硝基配合物中的钯可以认为是 $\text{Pd}(0)$ 。在甲醇中, NO 与 PdCl_2 作用生成 $[\text{Pd}(\text{NO})_2\text{Cl}_2]$ 。它是反磁性的,结构可能为四面体。它不稳定,在潮湿的空气中或者加热时即放出 NO 。有水存在时, NO 与 PdCl_2 作用生成 $\text{Pd}(\text{NO})\text{Cl}$ 。

3.5.4.5 膦和肼的配合物

制备 $\text{Pd}(0)$ 的膦配合物,原料可以是 $\text{Pd}(0)$ 的其他配合物,也可以是 $\text{Pd}(\text{II})$ 的配合物。膦与 $[\text{Pd}(\text{RNC})_2]$ 反应,生成3种配合物: $[\text{Pd}(\text{RNC})\text{L}_3]$ 、 $[\text{PdL}_3]$ 及 $[\text{PdL}_4]$ ($\text{L} = \text{PPh}_3$ 或者 $\text{P}(\text{OR})_3$, $\text{R} =$ 芳香基)。用还原剂还原 $\text{Pd}(\text{II})$ 的膦或肼的配合物,即得 $\text{Pd}(0)$ 的相应的膦或肼的配合物。 NaBH_4 水溶液是最常用的还原剂。加热硝酸钯(II)与三苯基膦在苯中的混合物,发生激烈反应,放出大量 NO 气体,冷却后,自溶液中析出固体 $[\text{Pd}(\text{PPh}_3)_4]$,在乙醇中洗净后即得纯净产品。膦具有强的 σ 给予体性质,因而在 $[\text{Pd}(\text{PPh}_3)_4]$ 的 $\text{Pd}(0)$ 上积累了过量的负电荷。这种情况促使 $[\text{Pd}(\text{PPh}_3)_4]$ 容易离解成配位不饱和的配合物;配位数低的 $\text{Pd}(0)$ 比配位数高的 $\text{Pd}(0)$ 上积累的负电荷少,因而变得较为稳定。

3.5.4.6 钯(I)的配合物

钯(I)的配合物是比较罕见的。在含有高氯酸的苯及乙醇的混合溶液中,还原乙醇钯(II),生成 $[\text{Pd}(\text{C}_6\text{H}_6)(\text{H}_2\text{O})(\text{ClO}_4)]_n$ 。这是一个容易爆炸的紫色固体。含卤离子的溶液与这个钯(I)的配合物反应,得到金属钯及 $[\text{PdCl}_4]^{2-}$ 。氧溴酸和高氯酸盐都能把它氧化为钯(II)的化合物。用铝、氯化铝和 PdCl_2 在苯中反应,生成 $[\text{PdAl}_2\text{Cl}_7(\text{C}_6\text{H}_6)]_2$ 。这个配合物的两个苯环夹着 Pd_2^{2+} ,这种情况极为少见。这个配合物的结构如图3-10所示。

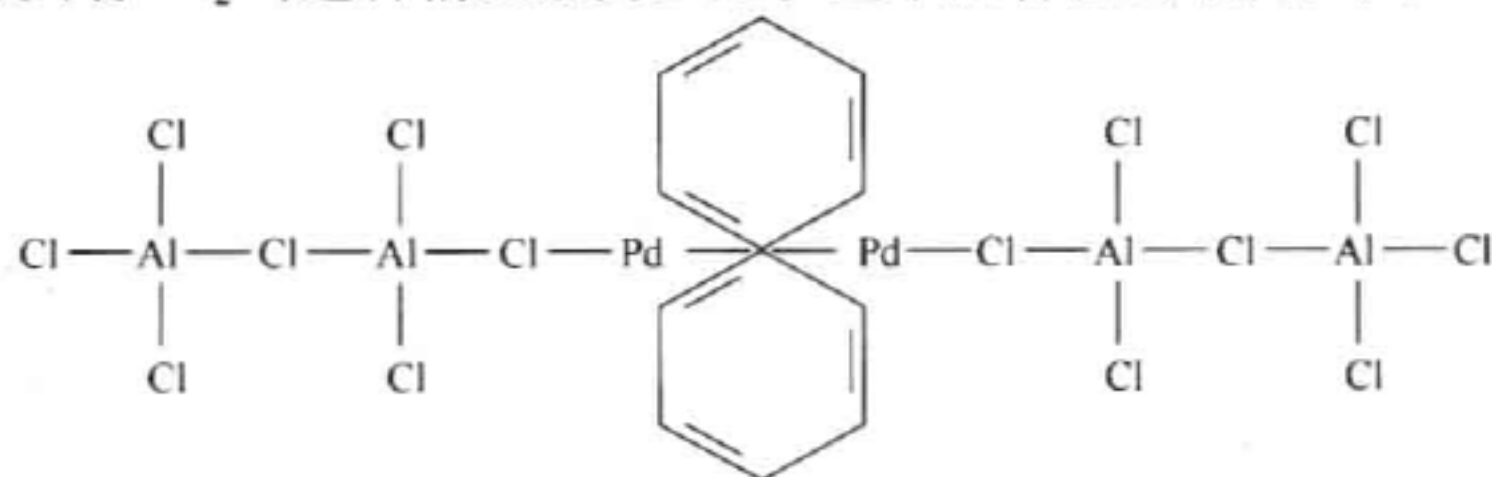


图3-10 钯(I)的配合物结构

3.6 铱的化合物

铱的化合物有 IrCl_3 、 IrO_2 、 IrO_3 、 IrS_3 、 IrSe_3 、 IrTe_3 。

3.6.1 铱的简单化合物

3.6.1.1 卤化物

在高于 450°C 时,在氯气流中加热金属铱可制得 IrCl_3 。 IrCl_3 有两种红色的变体,均不溶于水,仅能微溶于水。在氯化氢中加热 $\text{Ir}(\text{OH})\text{Cl}_2 \cdot 3\text{H}_2\text{O}$ 可得到暗绿色的 $\text{IrCl}_3 \cdot 3\text{H}_2\text{O}$,它溶于水生成酸性的暗绿色溶液。此水合物可用作制作各种铱配合物的原料。

3.6.1.2 氧和硫族化合物

铱的氧化物有 IrO_2 和 IrO_3 。 IrO_3 可由金属铱与 KOH 和 KNO_3 或 Na_2O_2 共热而制得,但从未自碱中分离出单独的产物,氧含量常低于理论值。它是一个很强的氧化剂。该物质很可能是过氧化物。 IrO_3 不存在固态,在约 1200°C 时它存在于气态中。

将铱粉在空气或氧气中加热能得到 IrO_2 。小心地加碱于 $[\text{IrO}_6]^{2-}$ 的热溶液中至棕色恰好转变为蓝色,将所得的蓝色沉淀在真空中干燥成蓝色粉末,它相当于 $\text{Ir}(\text{OH})_4$ 或 $\text{IrO}_2 \cdot 2\text{H}_2\text{O}$,在氮气存在下加热至 350°C 时脱水生成黑色的 IrO_2 。 IrO_3 不如 IrO_2 稳定,也不能制得很纯的产物。

在抽空的容器中用过量的硫族单质与 IrCl_3 反应共热可得到 IrS_3 、 IrSe_3 、 IrTe_3 等化合物。 IrS_3 有特别高的惰性,与王水不反应, IrSe_3 和 IrTe_3 仅与煮沸的王水缓慢作用。

3.6.2 铱(Ⅰ)的配合物

铱(Ⅰ)的配合物多数是平面正方形构型,常含有 NO 、 CO 、膦、双烯等配位体。某些平面正方形 d^8 配合物与 $\text{Rh}(\text{Ⅰ})$ 的配合物类似,会发生氧化加成反应产生八面体的 d^6 配合物。最重要的配合物 $[\text{Ir}(\text{CO})\text{Cl}(\text{PPh}_3)_2]$,容易与 H_2 、 Cl_2 、 HCl 、 O_2 等反应生成八面体的 $\text{Ir}(\text{Ⅲ})$ 配合物。它与叠氮化物反应生成 $\text{Ir}(\text{Ⅰ})$ 配合物 $[\text{Ir}(\text{N}_2)\text{Cl}(\text{PPh}_3)_2]$,与 SO_2 反应生成上述的五配位化合物 $[\text{Ir}(\text{N}_2)(\text{SO}_2)\text{Cl}(\text{PPh}_3)_2]$ 。

3.6.3 铱(Ⅲ)的配合物

Cl^- 、 Br^- 、 I^- 、 CN^- 、 SO_4^{2-} 、 SCN^- 、 NC_2^- 、 MR_3 ($\text{M} = \text{P}, \text{As}, \text{Sb}$)、 R_2S 和 CO 等配体均可与 Ir 形成 $\text{Ir}(\text{Ⅲ})$ 的配位体。

用草酸盐或乙醇作为还原剂可将 $\text{K}_2[\text{IrCl}_6]$ 还原而制得橄榄绿色 $\text{K}_3[\text{IrCl}_6]$ 。

在隔绝空气时将 $\text{IrO}_3 \cdot n\text{H}_2\text{O}$ 溶于硫酸中得到黄色微溶的 $\text{Ir}_2(\text{SO}_4)_3$ 水溶液,它是一种配合物,但其结构还不清楚。

用乙醇丙酮处理 $\text{Ir}_2\text{O}_3 \cdot 3\text{H}_2\text{O}$ 能制得少量溶于苯的黄色乙酰丙酮基配合物 $[\text{Ir}(\text{acac})_3]$ 。

含有氨、吡啶以及其他胺如乙胺、乙二胺等的配合物类型很多,其中氨配合物特别稳定,用碱煮沸时不会分解。在封闭的管子中,在 140°C 及常压下用氨与 $[\text{Ir}(\text{NH}_3)_5\text{Cl}]\text{Cl}_2$ 作用能得到无色的 $[\text{Ir}(\text{NH}_3)_6]\text{Cl}_3$ 。

3.6.4 铱(IV)的配合物

将铱粉和氯化钠的混合物放在氯气流中于 625℃ 下加热 15 ~ 30 min, 熔体用热水萃取, 然后用王水煮沸以氧化 $[\text{IrCl}_6]^{3-}$, 加入 NH_4Cl 则沉淀出难溶的 $(\text{NH}_4)_2[\text{IrCl}_6]$ 。用类似的方法可制得钾盐。这些盐类生成带绿色反光的红 - 黑色晶体。

3.7 铱的化合物

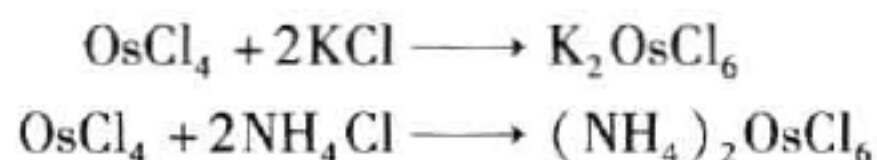
铱的化合物主要有 OsF_8 、 OsF_7 、 OsF_6 、 OsF_5 及 OsF_4 、 OsCl_4 、 OsCl_3 、 OsO_4 等。

3.7.1 铱的简单化合物

3.7.1.1 卤化物

在一定条件下, 铱能形成多种卤化物。铱能生成 OsF_8 、 OsF_7 、 OsF_6 、 OsF_5 及 OsF_4 等几种氟化物。铱能形成高氧化态的氟化物, 而钌不能, 这是铱与钌的又一不同之处。但铱不能形成低氧化态(<4)的氟化物。在 250℃ 时, 粉状铱在铂制器皿中与氯气反应, 视反应的温度和通入的氟气量的不同, 可以得到 OsF_8 、 OsF_6 和 OsF_4 。若温度高时, 因为铱的活性大而主要生成 OsF_8 、 OsF_6 等高氧化态的氧化物; 当温度降低, F_2 的供气量有限时, 主要生成 OsF_4 。利用各种氟化物挥发性的不同, 控制一定的温度, 就能将上述氟化物互相分离。

铱的氯化物有 OsCl_4 、 OsCl_3 。铱的氯化物既不存在如氟化物那样的高氧化态, 也不存在如碘化物那样的低氧化态碘化物。铱的溴化物也有类似的情况。这种情况的出现, 和氟原子的半径小, 电负性大有关。氯和溴的原子半径和电负性介于两者之间, 它们的铱化物也只是中间氧化态的金属。一般高氧化态的金属离子易和高电负性的小离子, 如 F^- 、 O^{2-} 等生成稳定的化合物; 低氧化态的金属离子易和低电负性的大离子, 如 I^- 、 S^{2-} 等生成稳定的化合物。将不含有水分和氧气的精制氯气与金属铱粉在特制器皿中加热, 能得到 OsCl_4 和 OsCl_3 的混合物。当温度高于 650℃ 且氧气过量时, 可制取纯的 OsCl_4 。 OsCl_4 是红色晶体, 在 450℃ 升华, 不溶于非极性溶剂, 溶于水或盐酸时, 会缓缓的水解为 $\text{OsO}_2 \cdot n\text{H}_2\text{O}$ 及 HCl 。 OsCl_4 和碱金属氯化物或氯化铵反应, 能得到氯铱(IV)酸盐:

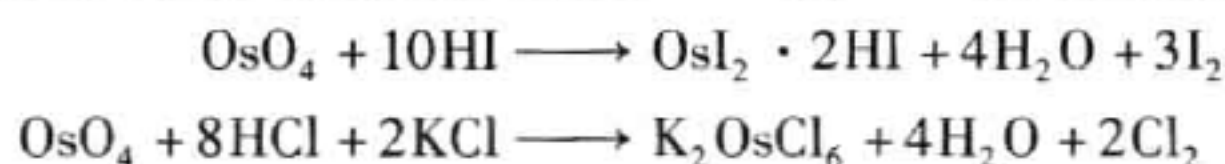


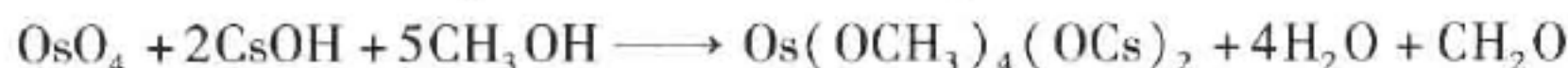
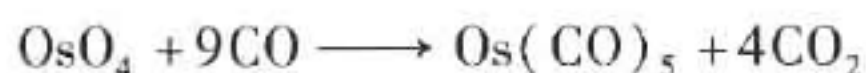
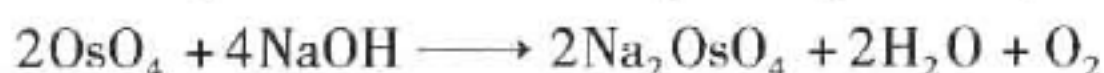
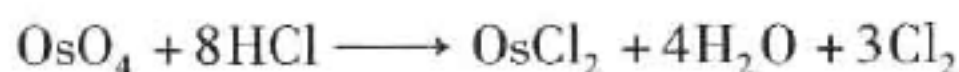
3.7.1.2 氧化物

OsCl_4 是铱的一种重要的化合物。将金属铱在空气中加热氧化, 或者将铱粉溶于热的浓硝酸中, 能得到 OsO_4 。它是浅黄色固体, 分子具有四面体的结构。熔点低(40℃), 易挥发, 沸点 130℃。挥发出的 OsO_4 气体具有强烈的难闻气味, 并且有毒, 能刺激眼、鼻和喉部, 所以在使用中必须十分小心。在 25℃ 时, 在水中的溶解度为 7.24 g; 在 20℃ 时在 CCl_4 中的溶解度很大(250 g)。

OsO_4 的水溶液是很弱的酸, 其化学式表示为 $\text{H}_2[\text{OsO}_4(\text{OH})_2]$, 它的第一级电离常数近似为 8×10^{-13} , 因此稍具导电性。 OsO_4 可溶于冷的碱中, 生成 $[\text{OsO}_4(\text{OH})_2]^{2-}$ 。

OsO_4 是强氧化剂, 它的氧化能力稍弱于 RuO_4 。 OsO_4 所发生的几种氧化反应为:





OsO_4 是制备各种锇化合物的原料。除用作有机反应的催化剂外,它的稀溶液还可作为生物染色体。

3.7.2 锇(IV)的配合物

在锇的各种氧化态中, $\text{Os}(\text{IV})$ 是比较稳定的,所以,它的配合物也很多。

$\text{Os}(\text{IV})$ 的配合物一般具有八面体结构。 $[\text{OsCl}_6]^{2-}$ 是最重要的 $\text{Os}(\text{IV})$ 配合物,它不仅是制备其他 $\text{Os}(\text{IV})$ 配合物的主要原料,也是制备其他氧化态配合物,特别是制备 $\text{Os}(\text{III})$ 配合物的重要原料。

$\text{K}_2[\text{OsCl}_6]$ 可由在氯气中加热金属锇和氯化钾的混合溶液来制备,也可以在 OsO_4 的盐酸溶液中加入氯化钾和乙醇来制备,在后一种方法中,乙醇起还原剂的作用。制得的 $\text{K}_2[\text{OsCl}_6]$ 是红色晶体,与 $\text{K}_2[\text{PtCl}_6]$ 有相同的晶体结构。在空气中, $\text{K}_2[\text{OsCl}_6]$ 加热到 600°C 仍然稳定,但在超过此温度时,它就发生分解,产生单质锇、氯气和氯化钾。 $[\text{OsCl}_6]^{2-}$ 的 NH_4^+ 、 Na^+ 、 Rb^+ 、 Cs^+ 、 Ag^+ 、 Tl^+ 及 Ba^{2+} 盐都已经制得。其中, $(\text{NH}_4)_2[\text{OsCl}_6]$ 是用氯化亚铁还原 OsO_4 的盐酸溶液,并加入氯化铵制得的。 $[\text{OsCl}_6]^{2-}$ 的上述盐类虽在固态时具有不同的颜色,如 Cs 盐是橘红色的, K 盐和铵盐为红色, Tl 盐是橄榄绿色, Ag 盐是棕色。但是,这些盐的水溶液都是黄色的。

3.7.3 锇(VI)的配合物

$\text{Os}(\text{VI})$ 是锇的一种很主要的氧化态,它的普通化合物和配合物的种类都很多。

$\text{Os}(\text{VI})$ 主要生成四种类型的配合物,即锇酸盐型的 $[\text{OsO}_4]^{2-}$ 、锇酰基型的 $[\text{OsO}_2(\text{NH}_3)_4]^{2+}$ 、 $[\text{Os}(\text{CN})_4]^{2-}$ 、 $[\text{OsO}_2\text{X}_4]^{2-}$ ($\text{X} = \text{Cl}, \text{Br}, \text{NO}, \text{SO}_3\text{Na}$)、氧锇酰基型的 $[\text{OsO}_3\text{X}_2]^{2-}$ ($\text{X} = \text{Cl}, \text{Br}, \text{NO}_2, 1/2\text{C}_2\text{O}_2$) 以及氮卤配合物型的 $[\text{OsNX}_4]^-$ 、 $[\text{OsNX}_5]^{2+}$ ($\text{X} = \text{Cl}, \text{Br}$)。所有上述配合物都是反磁性的。其中氮卤配合物中存在 $\text{Os} \equiv \text{N}$ 间的三键。

将 OsO_4 溶于 10% 的 NaOH 溶液中,再加入等体积的乙醇,冷却 1 h 后,滤出生成的沉淀,该沉淀先用 50% 的乙醇洗涤,再用 99% 的乙醇洗涤,就得到锇酸钾的产品。制备时也可将乙醇换作 KNO_2 作还原剂,其生成的锇酸钾均为二水合物 $\text{K}_2[\text{OsO}_4] \cdot 2\text{H}_2\text{O}$,为浅紫红色的晶体,易溶于水,不溶于乙醇和乙醚。干燥的 $\text{K}_2[\text{OsO}_4] \cdot 2\text{H}_2\text{O}$ 在空气中冷却时是稳定的,但加热后,会氧化分解成挥发性的 OsO_4 。在潮湿或溶液中,也会慢慢发生这种分解。

3.8 钌的化合物

钌的化合物有 RuCl_4 、 RuCl_3 、 RuBr_3 、 RuI_3 、 RuO_4 、 RuO_2 等。

3.8.1 钌的简单化合物

3.8.1.1 卤化物

盐酸与 RuO_4 反应,生成红色易潮解的晶体 $\text{RuCl}_4 \cdot 5\text{H}_2\text{O}$ 。溶液的酸度不够时,生成红

褐色 RuOHCl_3 。在氯化氢气氛中蒸发 RuO_4 的盐酸溶液,得到红色 $\text{RuCl}_3 \cdot 3\text{H}_2\text{O}$ 。蒸发 RuO_4 或 RuO_2 的氢溴酸溶液,得到不纯的 RuBr_3 ,这种易潮解的晶体溶于水,生成褐色溶液,氢还原 RuBr_3 酒精溶液,溶液变为蓝紫色,从此溶液析出黑色 RuBr_2 晶体。

在 RuCl_3 的溶液中,加入 KI ,生成黑色 RuI_3 沉淀,它不溶于水,易氧化,氧化时生成 I_2 。

3.8.1.2 氧化物

金属钌与过氧化钠共熔,或者金属钌、氢氧化钠与硝酸钾共熔,然后在酸中用氯气或者高锰酸钾处理熔体得到 RuO_4 。钌化合物的酸性溶液与 KMnO_4 、 HIO_4 、 Ce(IV) 或者 Cl_2 一起共热也可得到 RuO_4 。它是微溶于水的黄色晶体,易溶于 CCl_4 ,沸点为 40°C ,易挥发,有毒性。 RuO_4 是四面体结构,比 OsO_4 不稳定,加热高于 180°C 时会发生爆炸分解,产物为 RuO_2 和 O_2 。通常可利用 RuO_4 和 OsO_4 的挥发性,把钌及铑与铂族其他金属分开。由于 OsO_4 比 RuO_4 稳定,采用适当氧化剂处理含有低价钌及铑的溶液,首先生成 OsO_4 挥发出来。含有 RuO_4 和 OsO_4 的混合气体,通入适当含量的盐酸中, RuO_4 还原为低价氯化物, OsO_4 不发生变化,加热此溶液, OsO_4 重新挥发出来。 RuO_4 是一种强氧化剂。

3.8.2 钌(III)的配合物

Ru(III) 的配合物很多,其数目超过 Os(III) 的配合物的数目,且稳定性比相应的 Os(III) 的配合物高。 Ru(III) 的配合物的配位数通常是 6。

用乙醇还原盐酸中 RuO_4 ,得到红色晶体 $\text{K}_2[\text{RuCl}_5\text{H}_2\text{O}]$ 。浓盐酸与 $\text{K}_2[\text{RuCl}_5\text{H}_2\text{O}]$ 反应,生成 $\text{K}_2[\text{RuCl}_6]$ 。在 200°C 加热 $\text{K}_2[\text{RuCl}_5\text{H}_2\text{O}]$,生成褐色晶体 $\text{K}_2[\text{RuCl}_5]$ 。

RuCl_3 水溶液与 K_2CO_3 的乙酰丙酮溶液反应,然后回流此溶液,即可制得 Ru(acac)_2 。 RuCl_3 的酒精溶液与苯甲酰丙酮共同搅拌 20 min,缓慢加入 K_2CO_3 以保持溶液 pH 值低于 2.5,然后回流 36 h,得到红褐色晶体沉淀 Ru(bzac)_3 。将水合 RuCl_3 与羧酸-羧酸酐混合物在氧气流中回流数小时,生成 $\text{Ru(OCOR)}_4\text{Cl}$ (R = 甲基、乙基、正丙基)。除了热的甲醇外,相应的乙酸根配合物不溶于一般有机溶剂中。随着烷基链的增长,此羧酸根配合物的溶解能力增强。丙酸根配合物能溶于温热的甲醇及乙醇中,正丁酸根配合物能溶于甲醇、乙醇、温热的丙醇及正丁酸中。

$\text{K}_3[\text{RuCl}_6]$ 与氨水反应,生成 $[\text{Ru}(\text{NH}_3)_6]\text{Cl}_3$ 。 $[\text{Ru}(\text{NH}_3)_6]^{3+}$ 是无色离子。

3.8.3 钌(V)的配合物

在有 KBr 存在时,使 BrF_3 和 Br_2 作用于 RuBr_4 制得 $\text{K}[\text{RuF}_6]$ 。这是唯一确定 Ru(V) 的配合物。

3.8.4 钌(VI)的配合物

钌与 KOH 和 KNO_3 共熔,生成黑色的 K_2RuO_4 ,溶解在水中时,生成暗橙色溶液。 $[\text{RuO}_4]^{2-}$ 在中性或酸性溶液中不稳定,但在碱性溶液中有中等程度的稳定性。 K_2RuO_4 与 NH_3 作用,可得到一个组成为 $(\text{NH}_3)_2\text{RuO}_4$ 的化合物,但它的性质与钌酸钾很不一样。

热力学平衡图

4.1 溶液的电位 - pH 图

要进行某温度下的热力学计算,必须知道物质的熵、相变温度、相变热以及热容与温度的函数 $C = f(T)$ 。与贵金属冶金提取有关的部分物质的标准生成自由焓(25℃)见表 4-1。

表 4-1 贵金属及其化合物以及溶解物种的标准自由生成焓

物 质	物 态	$\Delta G_{298.15}^{\circ} \times 4.1868$ /kJ · mol ⁻¹	物 质	物 态	$\Delta G_{298.15}^{\circ} \times 4.1868$ /kJ · mol ⁻¹
Ag	固	0	AgCl	固	-26.30
Ag ⁺	水溶	18.40	AgCl	水溶	-17.40
Ag ²⁺	水溶	64.30	AgCl ₂ ⁻	水溶	-51.48
AgO	固	2.60	AgBr	固	-23.20
AgO ⁺	水溶	53.90	AgI	固	-15.80
AgO ⁻	水溶	-5.49	AgCN	固	39.20
AgOH	水溶	-21.90	Ag(CN) ₂ ⁻	水溶	73.00
AgOH	固	-21.98	Ag ₂ CO ₃	固	-140.40
Ag(OH) ₂ ⁻	水溶	-62.20	Ag ₂ C ₂ O ₄	固	-137.20
Ag ₂ O	固	-2.70	Ag(NH ₃) ₂ ⁺	水溶	-4.10
Ag ₂ O ₃	固	20.80	AgNO ₃	固	-8.00
AgF	固	-44.20	Ag ₂ SO ₄	固	-157.30
AgF	水溶	-48.70	AgSO ₄ ⁻	水溶	-170.80
AgF · H ₂ O	固	-101.80	Ag ₂ S	固	-19.20
AgF · 2H ₂ O	固	-159.00	Au(OH) ₄ ⁻	水溶	-116.50
Au	固	0	AuF ₃	固	-66.40
Au ⁺	水溶	39.00	AuCl	固	-3.60
Au ³⁺	水溶	103.60	AuCl ₃	固	-10.80
AuO ₃ ³⁻	水溶	-5.80	AuCl ₂ ⁻	水溶	-36.13
AgF · 4H ₂ O	固	-268.60			

续表 4-1

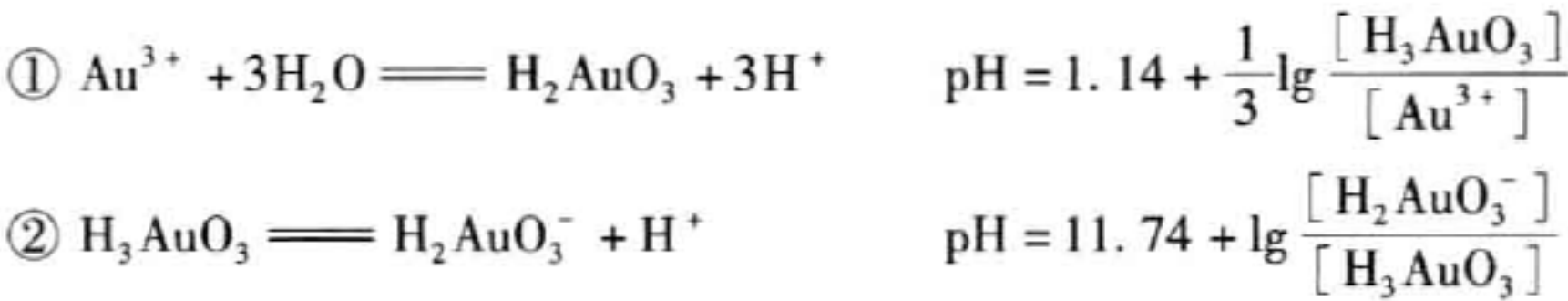
物 质	物 态	$\Delta G_{298.15}^* \times 4.1868$ /kJ · mol ⁻¹	物 质	物 态	$\Delta G_{298.15}^* \times 4.1868$ /kJ · mol ⁻¹
HAuO ₃ ²⁻	水溶	-27.80	AuCl ₄ ⁻	水溶	-56.20
H ₂ AuO ₃ ⁻	水溶	-45.80	AuCl ₃ OH ⁻	水溶	-73.10
Au(OH) ₃ ²⁻	水溶	-155.00	AuCl ₂ (OH) ₂ ⁻	水溶	-88.70
Au ₂ O ₃	固	39.00	AuBr	固	-3.70
Au ₂ O ₃	固 水合	31.74	AuBr ₂ ⁻	水溶	-27.50
Au(OH) ₃	固	-69.79	AuBr ₄ ⁻	水溶	-40.00
AuO ₂	固	4800	AuI	固	-0.8
H ₃ AuO ₃	水溶	-61.80	Au(CN) ₂ ⁻	水溶	68.30
Au(OH) ₃	水溶	-75.90	PtCl ₂	水溶	-19.10
Pt	固	0	PtCl ₃ ⁻	水溶	-54.60
Pt ²⁺	水溶	54.80	PtCl ₄ ²⁻	水溶	-88.10
PtO	固	-11.50	PtCl ₃ OH ²⁻	水溶	-101.80
Pt(OH) ₂	水溶	-68.20	PtCl ₂ (OH) ₂ ²⁻	水溶	-114.20
Pt(OH) ₄ ²⁻	水溶	-51.48	PtCl(OH) ₃ ²⁻	水溶	-125.90
PtO ₂	固 水合	-20.00	PtCl ₆ ²⁻	水溶	-117.00
Pt(OH) ₄	固	-133.40	Pt(CN) ₄ ²⁻	水溶	168.95
PtO ₃	固 水合	-16.00	PtS	固	-27.70
PtS ₂	固	-42.80	Pd(OH) ₄	固	-113.50
Pd	固	0	PdO ₃	固	24.10
Pd ²⁺	水溶	42.20	PdCl ₄ ²⁻	水溶	-100.14
PdO	固 水合	-15.31	PdCl ₆ ⁴⁻	水溶	-160.04
Pd(OH) ₂	固	-72.01	PdBr ₄ ²⁻	水溶	-76.00
PdO	固 正方晶	-14.40	Pd(CN) ₄ ²⁻	水溶	146.35
PdO ₂	固 水合	-12.82	RhO ₂ ²⁺	水溶	30.58
Rh ₂ O ₃	固	-49.97	RhO ₄ ²⁻	水溶	-74.60
RhO ₂	固	-15.00	RhCl ₆ ³⁻	水溶	-158.58
Rh(OH) ₃	固	-112.80	RhCl ₆ ²⁻	水溶	-130.91
Ir	固	0	Ir(OH) ₃	固	-106.05
Ir ³⁺	水溶	80.00	IrO ₄ ²⁻	水溶	-47.00

续表 4-1

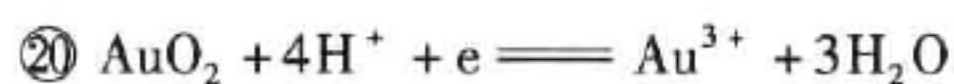
物 质	物态	$\Delta G_{298.15}^{\circ} \times 4.1868$ /kJ · mol ⁻¹	物 质	物态	$\Delta G_{298.15}^{\circ} \times 4.1868$ /kJ · mol ⁻¹
IrO	固	-16.48	IrCl ₆ ³⁻	水溶	-135.13
IrO ₂	固	-44.30	IrCl ₆ ²⁻	水溶	-109.07
Ir(OH) ₄	固	-141.38	[IrCl ₄ (OH) ₂] ²⁻	水溶	-124.93
IrO ₂ Cl	固	0.40	[IrCl ₃ (OH) ₃] ²⁻	水溶	-154.37
Ir ₂ O ₃	固 水合	-42.00	[IrCl ₂ (OH) ₄] ²⁻	水溶	-167.63
Os	固	0	OsO ₄	水溶	-71.94
OsO ₂	固 水合	-50.00	OsO ₄ ²⁻	水溶	-89.25
Os(OH) ₄	固	-161.47	H ₂ OsO ₅	水溶	-126.64
OsO ₄	气	-67.90	HOsO ₅ ⁻	水溶	-113.00
OsO ₄	固	-69.99	OsO ₅ ²⁻	水溶	-93.25
Rh	固	0	Rh ³⁺	水溶	55.00
Rh ⁺	水溶	14.00	Rh ₂ O	固	-19.10
Rh ²⁺	水溶	28.00	RhO	固	-16.00
H ₂	气	0	H ⁺	水溶	0
O ₂	气	0	NH ₃	水溶	-6.40
H ₂ O	液	-56.70	NH ₄ ⁺	水溶	-19.00
Cl ₂	水溶	1.65	NH ₄ OH	水溶	-48.50
Cl ⁻	水溶	-31.40	S	固	-9.50
ClO ⁻	水溶	-8.8	S ²⁻	水溶	-11.00
ClO ₂ ⁻	水溶	4.10	H ₂ S	水溶	-16.10
ClO ₃ ⁻	水溶	0	SO ₄ ²⁻	水溶	-187.50
ClO ₄ ⁻	水溶	-2.10	HSO ₄ ⁻	水溶	-190.20
CN ⁻	水溶	41.20	HNO ₃	水溶	-24.70
HS ⁻	水溶	-6.60	NO ₃ ⁻	水溶	-26.60
OH ⁻	水溶	-37.60			

4.1.1 贵金属 Me-H₂O 系电位-pH 图

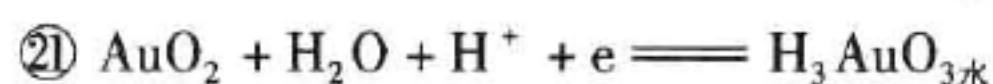
4.1.1.1 有关 Au-H₂O 系化学反应式和平衡方程式对应关系



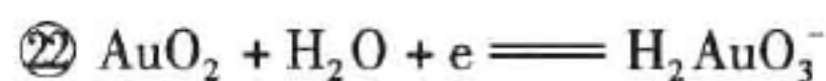
- ③ $\text{H}_2\text{AuO}_3^- \rightleftharpoons \text{HAuO}_3^{2-} + \text{H}^+$ $\text{pH} = 13.35 + \lg \frac{[\text{HAuO}_3^{2-}]}{[\text{H}_2\text{AuO}_3^-]}$
- ④ $\text{HAuO}_3^{2-} \rightleftharpoons \text{AuO}_3^{3-} + \text{H}^+$ $\text{pH} = 15.99 + \lg \frac{[\text{AuO}_3^{3-}]}{[\text{HAuO}_3^{2-}]}$
- ⑤ $\text{Au}^{3+} + 2\text{e} \rightleftharpoons \text{Au}^+$ $E = 1.401 - 0.0295 \lg \frac{[\text{Au}^+]}{[\text{Au}^{3+}]}$
- ⑥ $\text{H}_3\text{AuO}_3 + 3\text{H}^+ + 2\text{e} \rightleftharpoons \text{Au}^{3+} + 3\text{H}_2\text{O}$
 $E = 1.502 - 0.086\text{pH} - 0.0295 \lg \frac{[\text{Au}^+]}{[\text{H}_3\text{AuO}_3]}$
- ⑦ $\text{H}_2\text{AuO}_3^- + 4\text{H}^+ + 2\text{e} \rightleftharpoons \text{Au}^{3+} + 3\text{H}_2\text{O}$
 $E = 1.849 - 0.1182\text{pH} - 0.0295 \lg \frac{[\text{Au}^+]}{[\text{H}_2\text{AuO}_3^-]}$
- ⑧ $\text{HAuO}_3^{2-} + 5\text{H}^+ + 2\text{e} \rightleftharpoons \text{Au}^{3+} + 3\text{H}_2\text{O}$
 $E = 2.243 - 0.1477\text{pH} - 0.0295 \lg \frac{[\text{Au}^+]}{[\text{HAuO}_3^{2-}]}$
- ⑨ $\text{Au}(\text{OH})_3 + 3\text{H}^+ + 3\text{e} \rightleftharpoons \text{Au} + 3\text{H}_2\text{O}$ $E = 1.450 - 0.0591\text{pH}$
 $\text{Au}_2\text{O}_3 + 6\text{H}^+ + 6\text{e} \rightleftharpoons 2\text{Au} + 3\text{H}_2\text{O}$ $E = 1.511 - 0.0591\text{pH}$
- ⑩ $\text{AuO}_2 + \text{H}_2\text{O} + \text{H}^+ + \text{e} \rightleftharpoons \text{Au}(\text{OH})_3$ $E = 2.649 - 0.0591\text{pH}$
 $2\text{AuO}_2 + 2\text{H}^+ + 2\text{e} \rightleftharpoons \text{Au}_2\text{O}_3 + \text{H}_2\text{O}$ $E = 2.465 - 0.0591\text{pH}$
- ⑪ $\text{Au}^{3+} + 3\text{H}_2\text{O} \rightleftharpoons \text{Au}(\text{OH})_3 + 3\text{H}^+$ $\text{pH} = -0.80 - \frac{1}{3}\lg[\text{Au}^{3+}]$
 $2\text{Au}^{3+} + 3\text{H}_2\text{O} \rightleftharpoons \text{Au}_2\text{O}_3 + 6\text{H}^+$ $\text{pH} = 0.23 - \frac{1}{3}\lg[\text{Au}^{3+}]$
- ⑫ $\text{Au}(\text{OH})_3 \rightleftharpoons \text{H}_3\text{AuO}_{3\text{水}}$ $\lg[\text{H}_3\text{AuO}_3] = -5.86$
 $\text{Au}_2\text{O}_3 + 3\text{H}_2\text{O} \rightleftharpoons 2\text{H}_3\text{AuO}_{3\text{水}}$ $\lg[\text{H}_3\text{AuO}_3] = -2.74$
- ⑬ $\text{Au}(\text{OH})_3 \rightleftharpoons \text{H}_2\text{AuO}_3^- + 2\text{H}^+$ $\text{pH} = 17.59 + \lg[\text{H}_2\text{AuO}_3^-]$
 $\text{Au}_2\text{O}_3 + 3\text{H}_2\text{O} \rightleftharpoons 2\text{H}_2\text{AuO}_3^- + 2\text{H}^+$ $\text{pH} = 14.48 + \lg[\text{H}_2\text{AuO}_3^-]$
- ⑭ $\text{Au}(\text{OH})_3 \rightleftharpoons \text{HAuO}_3^{2-} + 2\text{H}^+$ $\text{pH} = 15.47 + \lg[\text{HAuO}_3^{2-}]$
 $\text{Au}_2\text{O}_3 + 3\text{H}_2\text{O} \rightleftharpoons 2\text{HAuO}_3^{2-} + 4\text{H}^+$ $\text{pH} = 13.91 + \lg[\text{HAuO}_3^{2-}]$
- ⑮ $\text{Au}^+ + \text{e} \rightleftharpoons \text{Au}$ $E = 1.692 + 0.0591\lg[\text{Au}^+]$
- ⑯ $\text{Au}^{3+} + 3\text{e} \rightleftharpoons \text{Au}$ $E = 1.498 + 0.0197\lg[\text{Au}^{3+}]$
- ⑰ $\text{H}_3\text{AuO}_{3\text{水}} + 3\text{H}^+ + 3\text{e} \rightleftharpoons \text{Au} + 3\text{H}_2\text{O}$
 $E = 1.565 - 0.0591\text{pH} + 0.0197 \lg[\text{H}_3\text{AuO}_3]$
- ⑱ $\text{H}_2\text{AuO}_{3\text{水}} + 4\text{H}^+ + 3\text{e} \rightleftharpoons \text{Au} + 3\text{H}_2\text{O}$
 $E = 1.796 - 0.0788\text{pH} + 0.0197 \lg[\text{H}_2\text{AuO}_3^-]$
- ⑲ $\text{HAuO}_{3\text{水}} + 5\text{H}^+ + 3\text{e} \rightleftharpoons \text{Au} + 3\text{H}_2\text{O}$
 $E = 2.059 - 0.0985\text{pH} + 0.0197 \lg[\text{HAuO}_3^{2-}]$



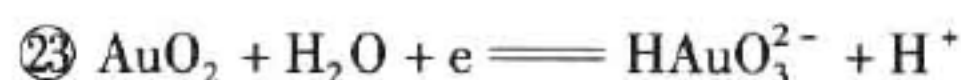
$$E = 2.057 - 0.2364\text{pH} - 0.0591 \lg[\text{Au}^{3+}]$$



$$E = 2.305 - 0.0591\text{pH} - 0.0591 \lg[\text{H}_3\text{AuO}_3]$$



$$E = 1.611 - 0.0591 \lg[\text{H}_2\text{AuO}_3^-]$$



$$E = 0.822 + 0.0591\text{pH} - 0.0591 \lg[\text{HAuO}_3^{2-}]$$

Au-H₂O 系 E -pH 图见图 4-1。

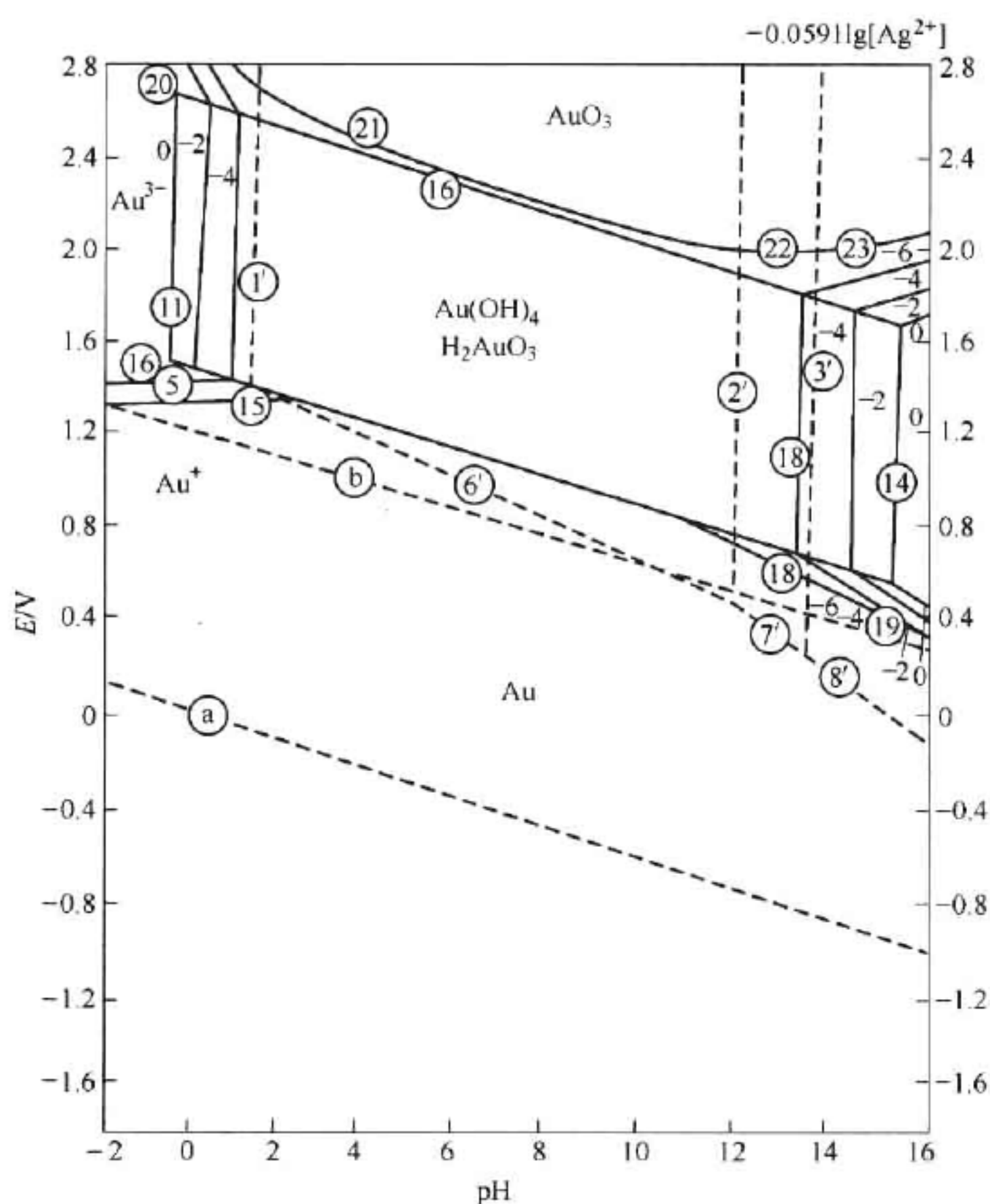
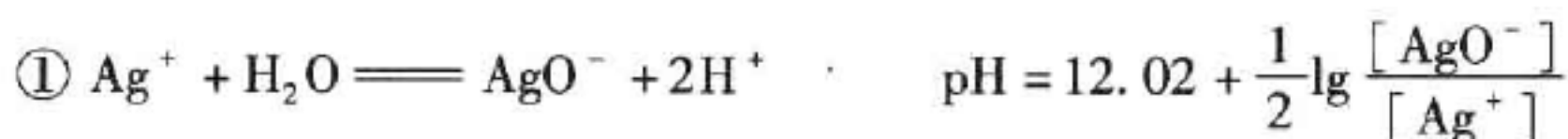


图 4-1 Au-H₂O 系 E -pH 图

4.1.1.2 有关 Ag-H₂O 系化学反应式和平衡方程式对应关系

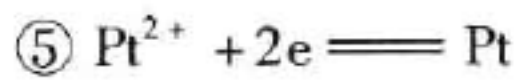


- ③ $\text{AgO}^+ + 2\text{H}^+ + 2\text{e} \rightleftharpoons \text{Ag}^+ + \text{H}_2\text{O}$ $E = 1.998 - 0.059\text{pH} - 0.02951 \lg \frac{[\text{Ag}^+]}{[\text{AgO}^+]}$
- ④ $\text{AgO}^+ + 2\text{e} \rightleftharpoons \text{AgO}^-$ $E = 1.288 - 0.02951 \lg \frac{[\text{Ag}^-]}{[\text{AgO}^+]}$
- ⑤ $\text{AgO}^+ + 2\text{H}^+ + \text{e} \rightleftharpoons \text{Ag}^{2+} + \text{H}_2\text{O}$ $E = 2.016 - 0.1182\text{pH} - 0.0591 \lg \frac{[\text{Ag}^+]}{[\text{AgO}^+]}$
- ⑥ $\text{Ag}_2\text{O} + 2\text{H}^+ + 2\text{e} \rightleftharpoons 2\text{Ag} + 2\text{H}_2\text{O}$ $E = 1.173 - 0.0591\text{pH}$
 $\text{Ag}(\text{OH}) + \text{H}^+ + \text{e} \rightleftharpoons \text{Ag} + \text{H}_2\text{O}$ $E = 1.5050 - 0.0591\text{pH}$
- ⑦ $2\text{AgO} + 2\text{H}^+ + 2\text{e} \rightleftharpoons \text{Ag}_2\text{O} + \text{H}_2\text{O}$ $E = 1.398 - 0.0591\text{pH}$
 $\text{AgO} + \text{H}^+ + \text{e} \rightleftharpoons \text{Ag}(\text{OH})$ $E = 1.066 - 0.0591\text{pH}$
- ⑧ $\text{Ag}_2\text{O}_3 + 2\text{H}^+ + 2\text{e} \rightleftharpoons 2\text{AgO} + \text{H}_2\text{O}$ $E = 1.569 - 0.0591\text{pH}$
- ⑨ $2\text{Ag}^+ + \text{H}_2\text{O} \rightleftharpoons \text{Ag}_2\text{O} + 2\text{H}^+$ $\text{pH} = 6.33 - \lg[\text{Ag}^+]$
 $\text{Ag}^+ + \text{H}_2\text{O} \rightleftharpoons \text{Ag}(\text{OH}) + \text{H}^+$ $\text{pH} = 11.95 - \lg[\text{Ag}^+]$
- ⑩ $\text{Ag}_2\text{O} + \text{H}_2\text{O} \rightleftharpoons 2\text{AgO}^- + 2\text{H}^+$ $\text{pH} = 17.72 + \lg[\text{AgO}^-]$
 $\text{Ag}(\text{OH}) \rightleftharpoons \text{AgO}^- + \text{H}^+$ $\text{pH} = 12.10 + \lg[\text{AgO}^-]$
- ⑪ $\text{Ag}^{2+} + \text{H}_2\text{O} \rightleftharpoons 2\text{AgO}^- + 2\text{H}^+$ $\text{pH} = -1.77 - 1/2 \lg[\text{Ag}^{2+}]$
- ⑫ $2\text{AgO}^+ + \text{H}_2\text{O} \rightleftharpoons \text{Ag}_2\text{O}_3 + 2\text{H}^+$ $\text{pH} = -11.10 - \lg[\text{AgO}^+]$
- ⑬ $\text{Ag}^+ + \text{e} \rightleftharpoons \text{Ag}$ $E = 0.799 + 0.0591 \lg[\text{Ag}^+]$
- ⑭ $\text{AgO}^- + 2\text{H}^+ + \text{e} \rightleftharpoons \text{Ag} + \text{H}_2\text{O}$
 $E = 2.220 - 0.0591 \lg[\text{Ag}^+] + 0.0591 \lg[\text{AgO}^-]$
- ⑮ $\text{AgO} + 2\text{H}^+ + \text{e} \rightleftharpoons \text{Ag}^+ + \text{H}_2\text{O}$
 $E = 1.772 - 0.1182\text{pH} + 0.0591 \lg[\text{AgO}^-]$
- ⑯ $\text{AgO} + \text{e} \rightleftharpoons \text{AgO}^-$
 $E = 0.351 - 0.0591 \lg[\text{AgO}^-]$
- ⑰ $\text{Ag}_2\text{O}_3 + 6\text{H}^+ + 4\text{e} \rightleftharpoons 2\text{Ag}^+ + 3\text{H}_2\text{O}$
 $E = 1.670 - 0.0886\text{pH} - 0.0295 \lg[\text{Ag}^+]$
- ⑱ $\text{Ag}_2\text{O}_3 + 2\text{H}^+ + 4\text{e} \rightleftharpoons 2\text{AgO}^- + \text{H}_2\text{O}$
 $E = 0.960 - 0.0295\text{pH} - 0.0295 \lg[\text{AgO}^-]$
- ⑲ $\text{Ag}_2\text{O}_3 + 6\text{H}^+ + 2\text{e} \rightleftharpoons 2\text{Ag}^{2+} + 3\text{H}_2\text{O}$
 $E = 1.360 - 0.1773\text{pH} - 0.0591 \lg[\text{Ag}^{2+}]$

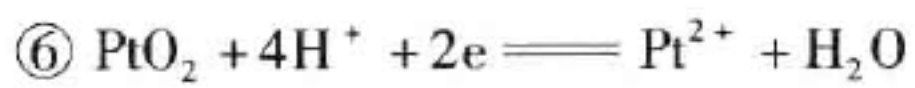
Ag-H₂O 系 E-pH 图见图 4-2。

4.1.1.3 有关 Pt-H₂O 系化学反应式和平衡方程式对应关系

- ① $\text{PtO} + 2\text{H}^+ + 2\text{e} \rightleftharpoons \text{Pt} + \text{H}_2\text{O}$ $E = 0.980 - 0.0591\text{pH}$
- ② $\text{PtO}_2 + 2\text{H}^+ + 2\text{e} \rightleftharpoons \text{PtO} + \text{H}_2\text{O}$ $E = 1.045 - 0.0591\text{pH}$
- ③ $\text{PtO}_3 + 2\text{H}^+ + 2\text{e} \rightleftharpoons \text{PtO}_2 + \text{H}_2\text{O}$ $E = 1.316 - 0.0591\text{pH}$
- ④ $\text{Pt}^{2+} + \text{H}_2\text{O} \rightleftharpoons \text{PtO} + 2\text{H}^+$ $\text{pH} = -3.53 - 1/2 \lg[\text{Pt}^{2+}]$



$$E = 1.188 + 0.0295 \lg [\text{Pt}^{2+}]$$



$$E = 0.837 - 0.1183\text{pH} - 0.0295 \lg [\text{Pt}^{2+}]$$

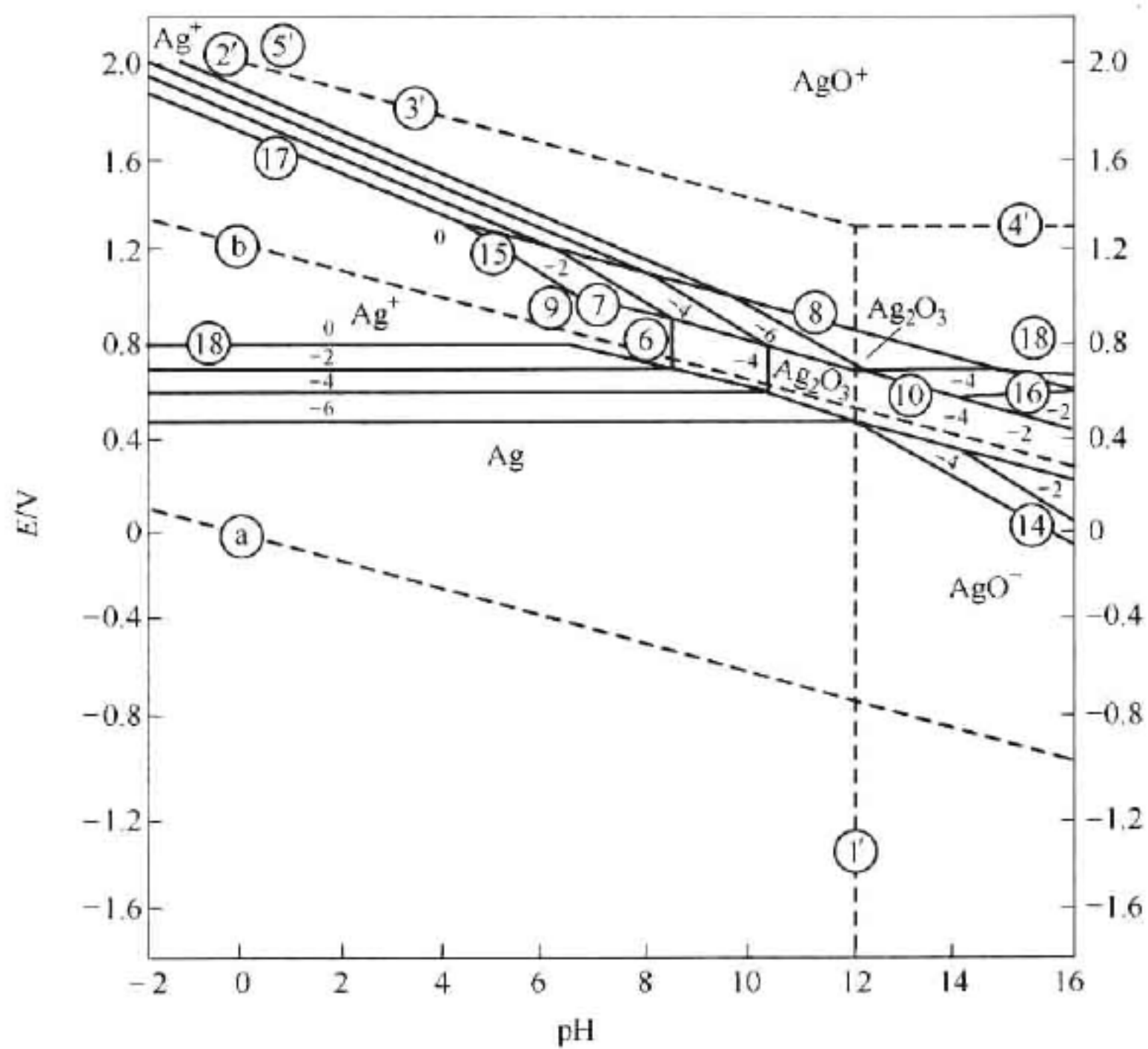


图 4-2 Ag-H₂O 系 E-pH 图

Pt-H₂O 系 E-pH 图见图 4-3。

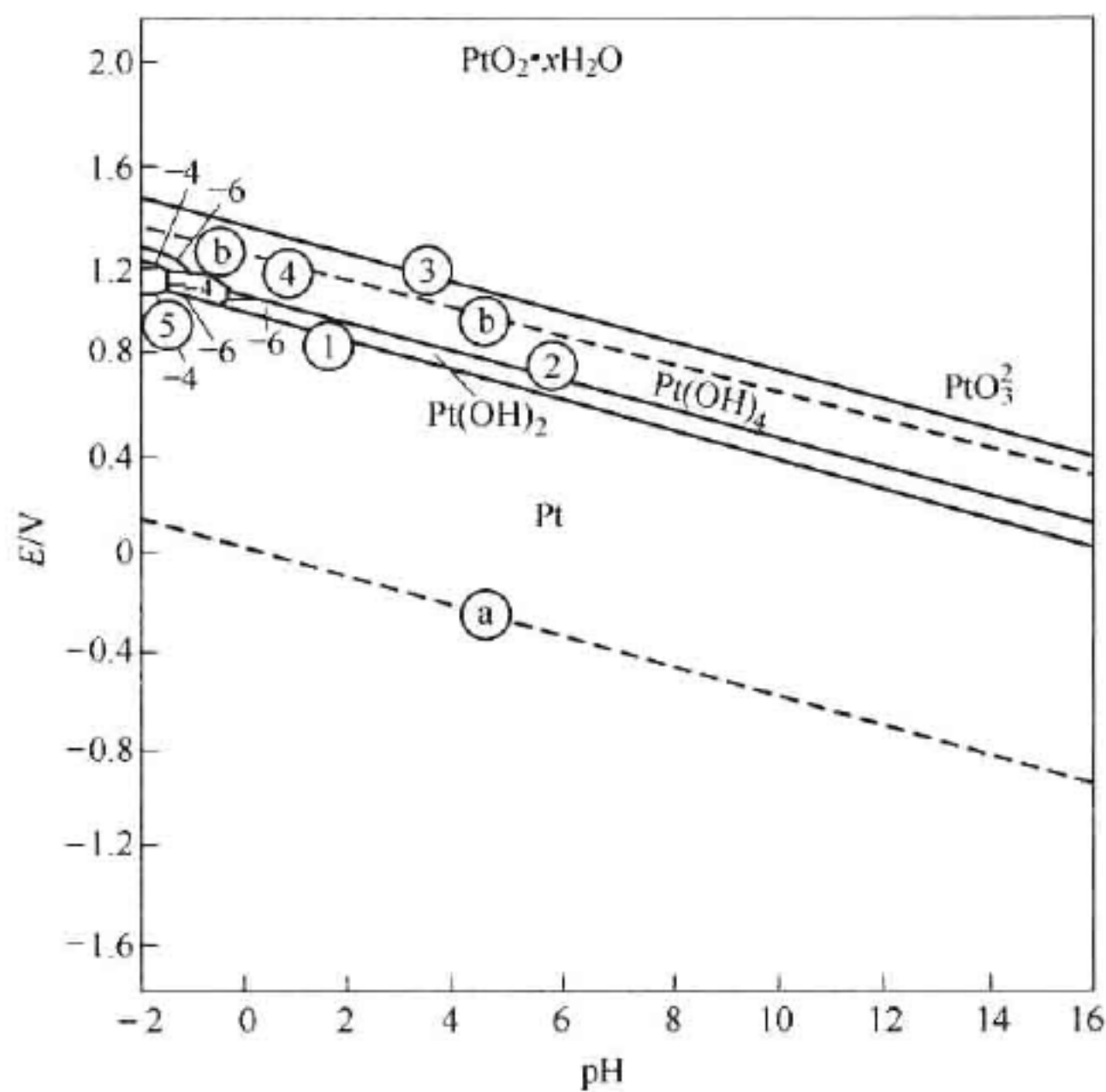


图 4-3 Pt-H₂O 系 E-pH 图

4. 1. 1. 4 有关 Pd - H₂O 系化学反应式和平衡方程式对应关系

- ① 2Pd + H⁺ + e == Pd₂H

$E = 0.048 - 0.0591\text{pH}$
- ② PdO + 2H⁺ + 2e == Pd + H₂O

$E = 0.897 - 0.0591\text{pH}$
- ③ PdO₂ + 2H⁺ + 2e == PdO + H₂O

$E = 1.283 - 0.0591\text{pH}$
- ④ PdO₃ + 2H⁺ + 2e == PdO₂ + H₂O

$E = 2.030 - 0.0591\text{pH}$
- ⑤ Pd²⁺ + H₂O == PdO + 2H⁺

$\text{pH} = -0.30 - 0.5\lg[\text{Pd}^{2+}]$
- ⑥ Pd²⁺ + 2e == Pd

$E = 0.915 + 0.0295\lg[\text{Pd}^{2+}]$
- ⑦ PdO₂ + 4H⁺ + 2e == Pd²⁺ + 2H₂O

$E = 1.266 - 0.1182\text{pH} - 0.0295\lg[\text{Pd}^{2+}]$

Pd - H₂O 系 E - pH 图见图 4-4。

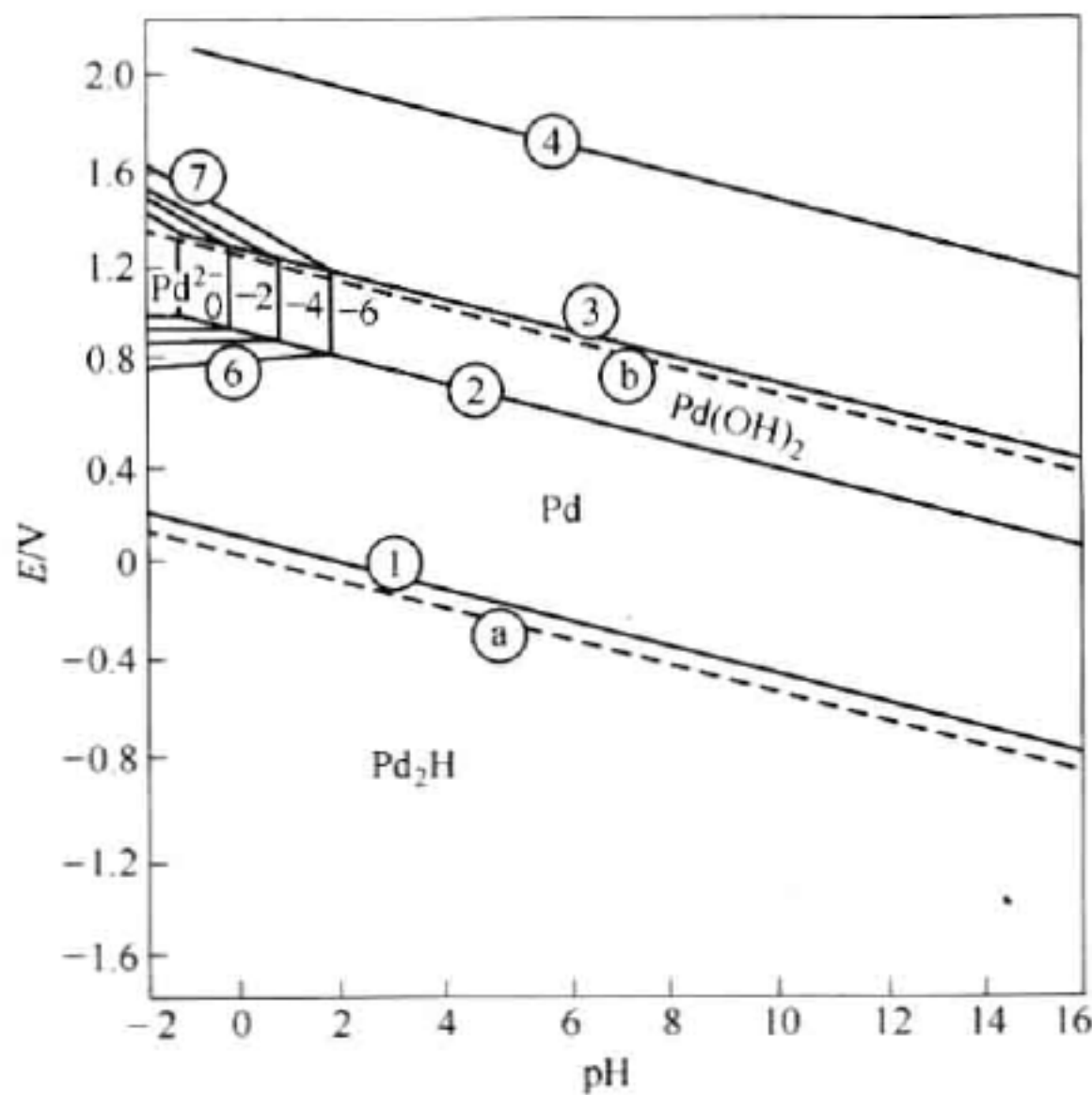


图 4-4 Pd - H₂O 系 E - pH 图

4. 1. 2 贵金属 Me - L - H₂O 系电位 - pH 图

贵金属生成配合物的倾向很强,对于提取冶金而言,应该考虑这些配合物现象的 Me - L - H₂O 系才有实用意义。此处 L 是指配位体,诸如卤素离子,CN⁻,NH₃ 等。

4. 1. 2. 1 Me - Cl⁻ - H₂O 系电位 - pH 图

A Ag - Cl⁻ - H₂O 系电位 - pH 图

Ag - Cl⁻ - H₂O 体系化学反应式和平衡方程式对应如下:

- ① Ag + e == Ag

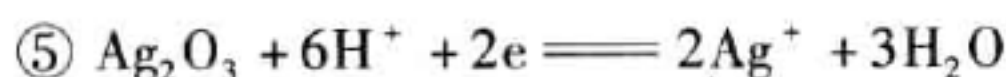
$E = 0.7991 + 0.0591\lg[\text{Ag}]_r - 0.0591\lg\phi$
- ② Ag⁺ + Cl⁻ == AgCl_固

$\lg[\text{Cl}^-] = -9.75 - \lg[\text{Ag}]_r$

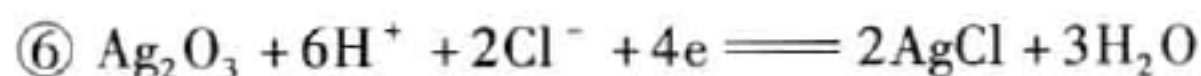
为 AgCl_固 稳定场之左边界,此时把 Ag - Cl - H₂O 体系看成是 Ag - H₂O 体系。φ 为标准电极电位。



在给定的 $[\text{Ag}]_r$ 下解此方程可求出相应的平衡 $[\text{Cl}^-]$ 值, 为 $\text{AgCl}_{\text{固}}$ 稳定场之右边界。



$$E = 1.670 - 0.0886\text{pH} - 0.0295 \lg [\text{Ag}]_r + 0.0295 \lg \phi$$



$$E = 1.9590 - 0.0887\text{pH} + 0.02957 \lg [\text{Cl}^-]$$

$\text{Ag} - \text{Cl}^- - \text{H}_2\text{O}$ 系电位 - pH 图采用 $E - \lg [\text{Cl}^-]$ 坐标系, 见图 4-5。

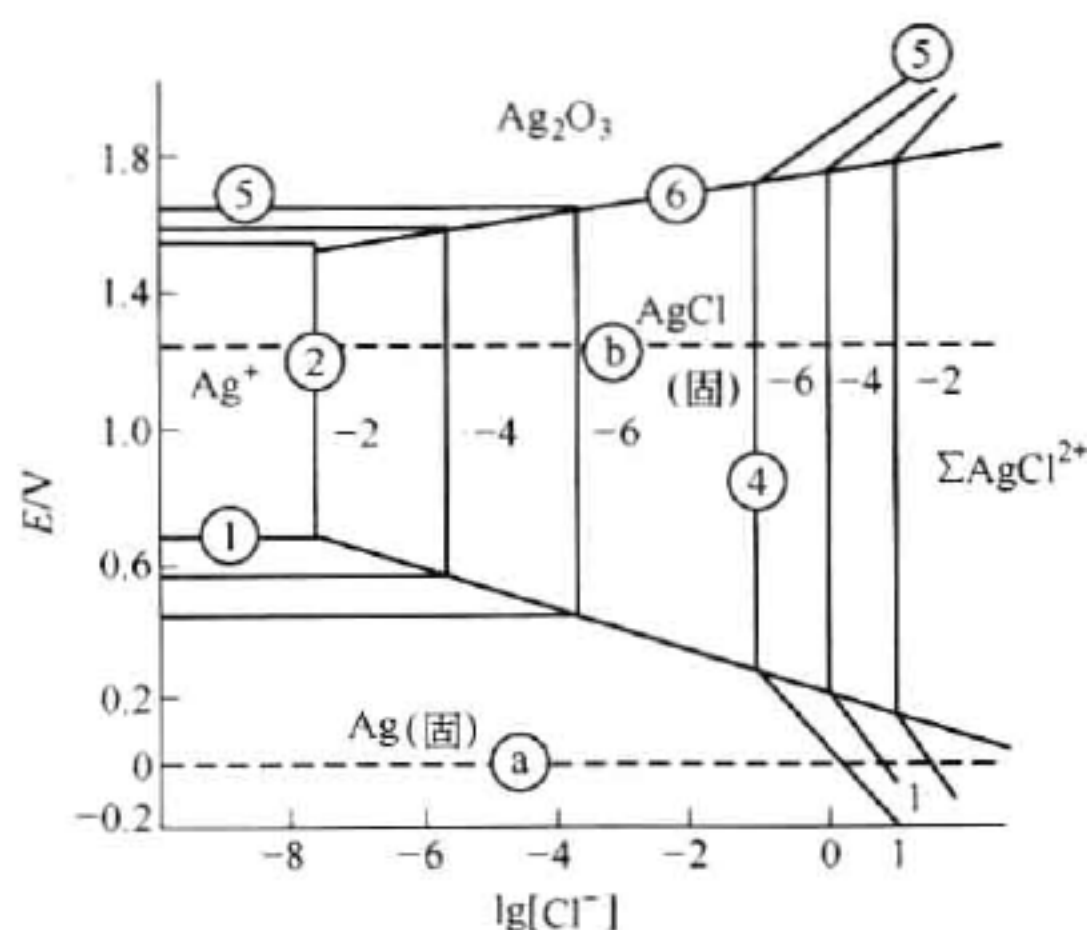
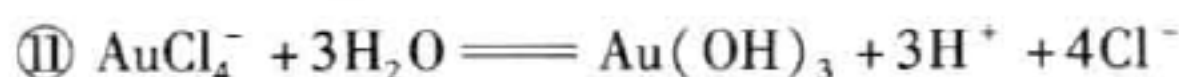


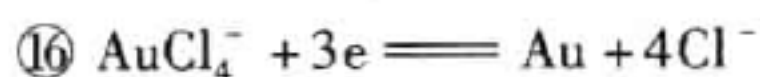
图 4-5 $\text{Ag} - \text{Cl}^- - \text{H}_2\text{O}$ 系 $E - \lg [\text{Cl}^-]$ 图

B $\text{Au} - \text{Cl}^- - \text{H}_2\text{O}$ 系电位 - pH 图

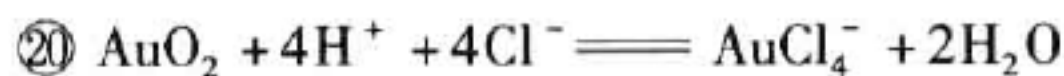
$\text{Au} - \text{Cl}^- - \text{H}_2\text{O}$ 体系化学反应式和平衡方程式对应如下:



$$\text{pH} = 7.68 + 4/3 \lg [\text{Cl}^-] - 1/3 \lg [\text{AuCl}_4^-]$$



$$E = 1.003 - 0.0788 \lg [\text{Cl}^-] + 0.0197 \lg [\text{AuCl}_4^-]$$

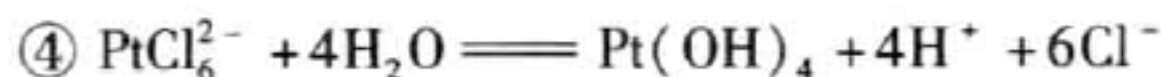
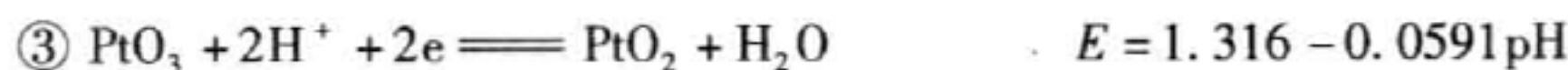
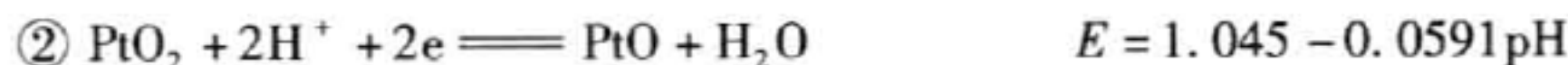


$$E = 3.9896 - 0.2364\text{pH} - 0.0591 \lg [\text{AuCl}_4^-] + 0.2364 \lg [\text{Cl}^-]$$

其余各线与 $\text{Au} - \text{H}_2\text{O}$ 系相同。 $\text{Au} - \text{Cl}^- - \text{H}_2\text{O}$ 系电位 - pH 图见图 4-6。

C $\text{Pt} - \text{Cl}^- - \text{H}_2\text{O}$ 系电位 - pH 图

$\text{Pt} - \text{Cl}^- - \text{H}_2\text{O}$ 体系化学反应式和平衡方程式对应如下:



$$\text{pH} = 4.03 + 3/2 \lg [\text{Cl}^-] - 1/4 \lg [\text{PtCl}_6^{2-}]$$

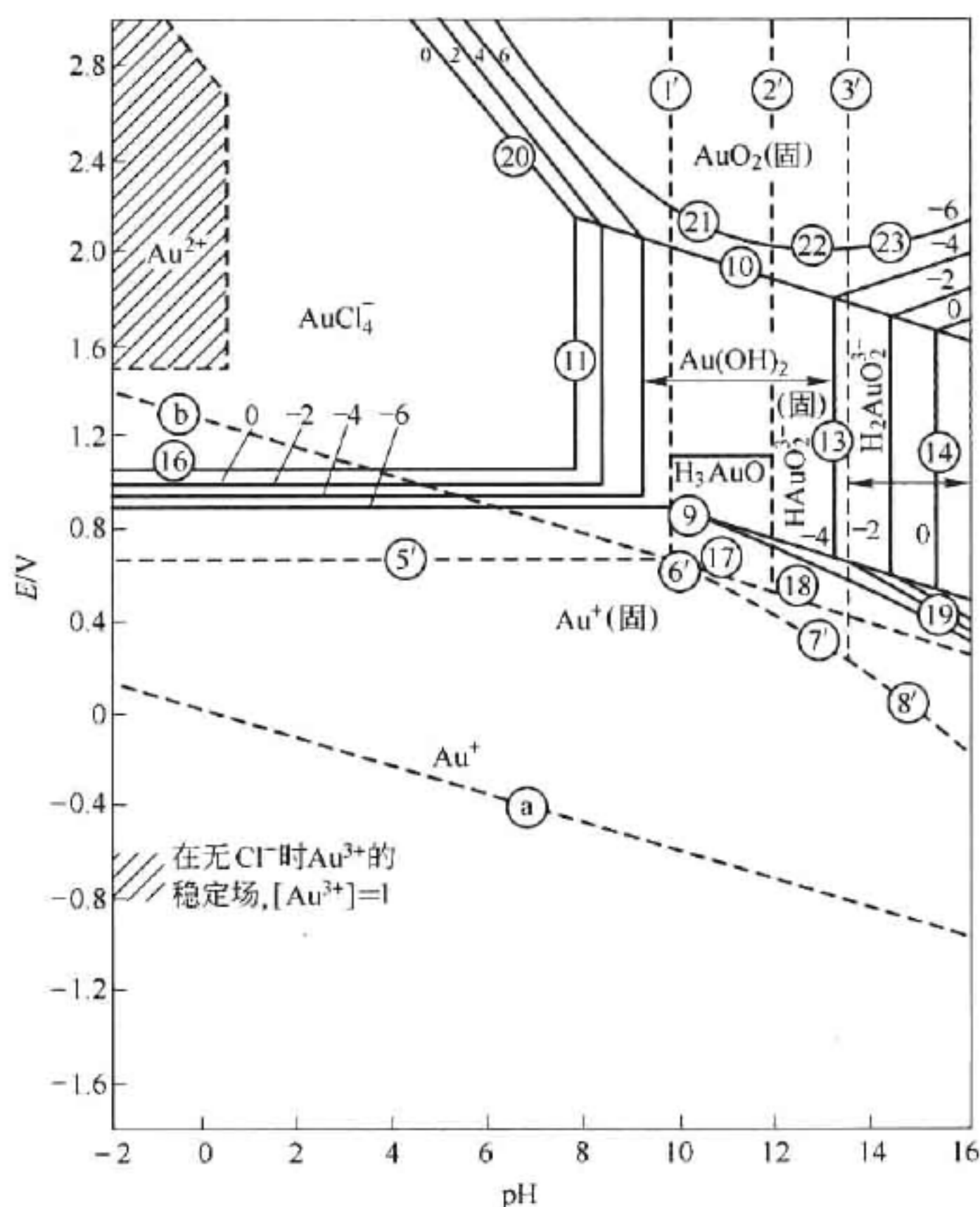
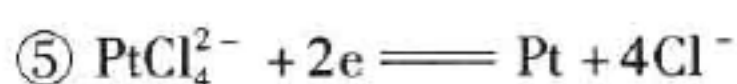
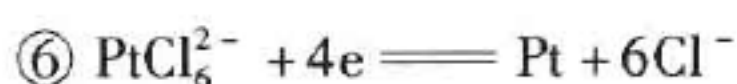


图 4-6 Au - Cl⁻ - H₂O 系电位 - pH 图



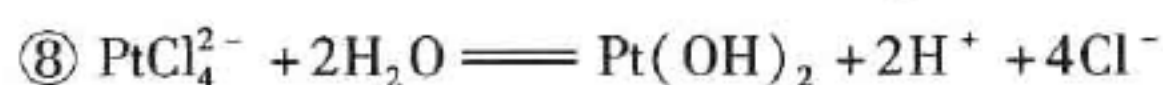
$$E = 0.8131 - 0.1182 \lg [\text{Cl}^-] + 0.0296 \lg [\text{PtCl}_6^{2-}]$$



$$E = 7741 - 0.0296 \lg [\text{PtCl}_6^{2-}] - 0.0887 \lg [\text{Cl}^-]$$



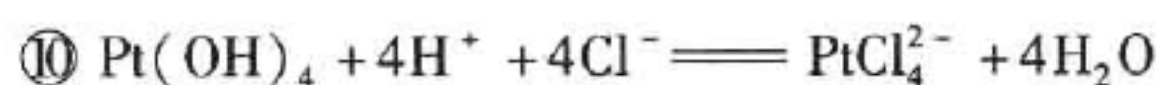
$$E = 0.7350 - 0.0591 \lg [\text{Cl}^-] - 0.0296 \lg [\text{PtCl}_4^{2-}] / [\text{PtCl}_6^{2-}]$$



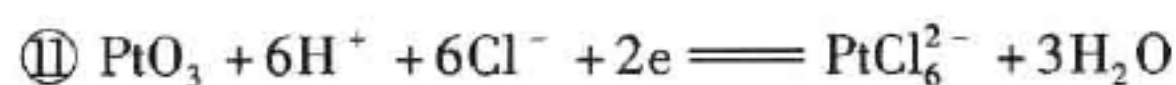
$$\text{pH} = 2.82 + 2 \lg [\text{Cl}^-] - 1/2 \lg [\text{PtCl}_4^{2-}]$$



$$E = 0.5681 + 0.0591 \text{pH} - 0.0887 \lg [\text{Cl}^-] + 0.0296 \lg [\text{PtCl}_6^{2-}]$$

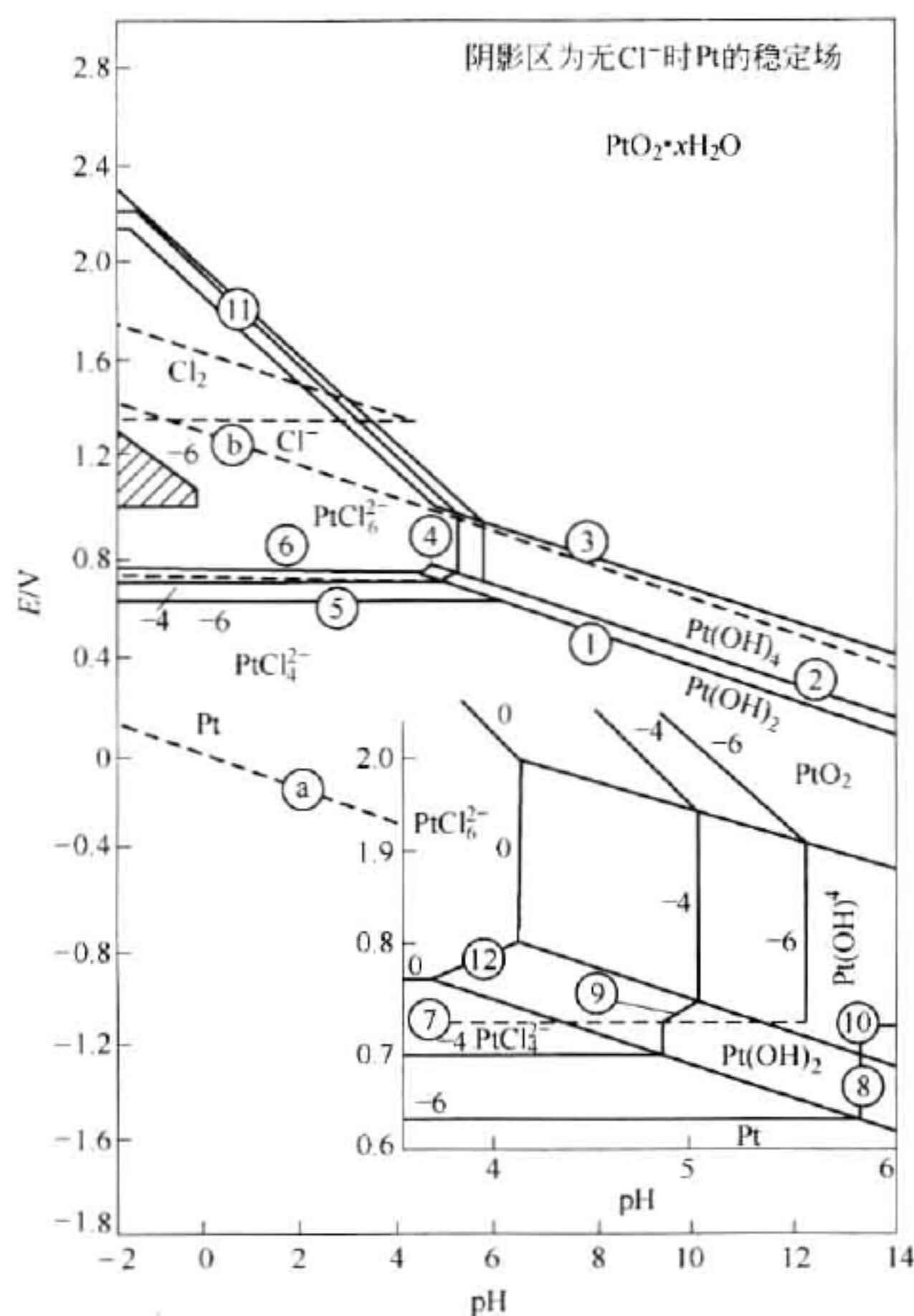


$$E = 1.2121 - 0.1183 \text{pH} + 0.1183 \lg [\text{Cl}^-] - 0.0296 \lg [\text{PtCl}_4^{2-}]$$



$$E = 1.7931 - 0.1774 \text{pH} + 0.1174 \lg [\text{Cl}^-] - 0.0296 \lg [\text{PtCl}_6^{2-}]$$

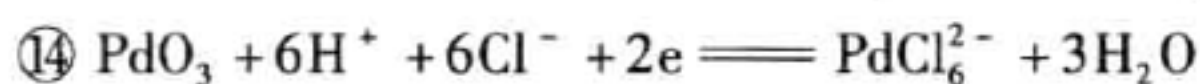
Pt - Cl⁻ - H₂O 系电位 - pH 图见图 4-7。

图 4-7 Pt-Cl⁻-H₂O 系电位-pH 图D Pd-Cl⁻-H₂O 系电位-pH 图

Pd-Cl⁻-H₂O 体系化学反应式和平衡方程式对应如下：

- ③ $\text{Pd}(\text{OH})_2 + 2\text{H}^+ + 2\text{e} \rightleftharpoons \text{Pd} + 2\text{H}_2\text{O}$ $E = 0.897 - 0.0591\text{pH}$
- ④ $\text{Pd}(\text{OH})_4 + 2\text{H}^+ + 2\text{e} \rightleftharpoons \text{Pd}(\text{OH})_2 + 2\text{H}_2\text{O}$ $E = 1.5592 - 0.0591\text{pH}$
- ⑥ $2\text{Pd} + \text{H}^+ + \text{e} \rightleftharpoons \text{PdH}_2$ $E = 0.048 - 0.0591\text{pH}$
- ⑤⑦ $\text{PdO}_3 + 2\text{H}^+ + 2\text{e} + \text{H}_2\text{O} \rightleftharpoons \text{Pd}(\text{OH})_4$ $E = 1.7541 - 0.0591\text{pH}$
- ⑨ $\text{PdCl}_4^{2-} + 2\text{e} \rightleftharpoons \text{Pt} + 4\text{Cl}^-$
 $E = 0.552 - 0.118\lg[\text{Cl}^-] + 0.0295\lg[\text{PtCl}_4^{2-}]$
- ⑩ $\text{PdCl}_6^{2-} + 2\text{e} \rightleftharpoons \text{PdCl}_4^{2-} + 2\text{Cl}^-$
 $E = 1.2879 - 0.0591\lg[\text{Cl}^-] - 0.0591\lg[\text{PtCl}_4^{2-}]/[\text{PtCl}_6^{2-}]$
- ⑪ $\text{Pd}(\text{OH})_2 + 2\text{H}^+ + 4\text{Cl}^- \rightleftharpoons \text{PdCl}_4^{2-} + 2\text{H}_2\text{O}$
 $\text{pH} = 5.84 + 2\lg[\text{Cl}^-] - 0.5\lg[\text{PtCl}_4^{2-}]$
- ⑫ $\text{Pd}(\text{OH})_4 + 4\text{H}^+ + 6\text{Cl}^- \rightleftharpoons \text{PdCl}_6^{2-} + 4\text{H}_2\text{O}$
 $\text{pH} = 5.21 - 1.52\lg[\text{Cl}^-] - 0.25\lg[\text{PtCl}_6^{2-}]$
- ⑬ $\text{Pd}(\text{OH})_4 + 4\text{H}^+ + 4\text{Cl}^- + 2\text{e} \rightleftharpoons \text{PdCl}_4^{2-} + 4\text{H}_2\text{O}$

$$E = 1.9046 - 0.1183\text{pH} + 0.1183\lg[\text{Cl}^-] - 0.0295\lg[\text{PtCl}_4^{2-}]$$



$$E = 2.371 - 0.1774\text{pH} + 0.1174\lg[\text{Cl}^-] - 0.0296\lg[\text{PtCl}_6^{2-}]$$

Pd - Cl^- - H_2O 系电位 - pH 图见图 4-8。

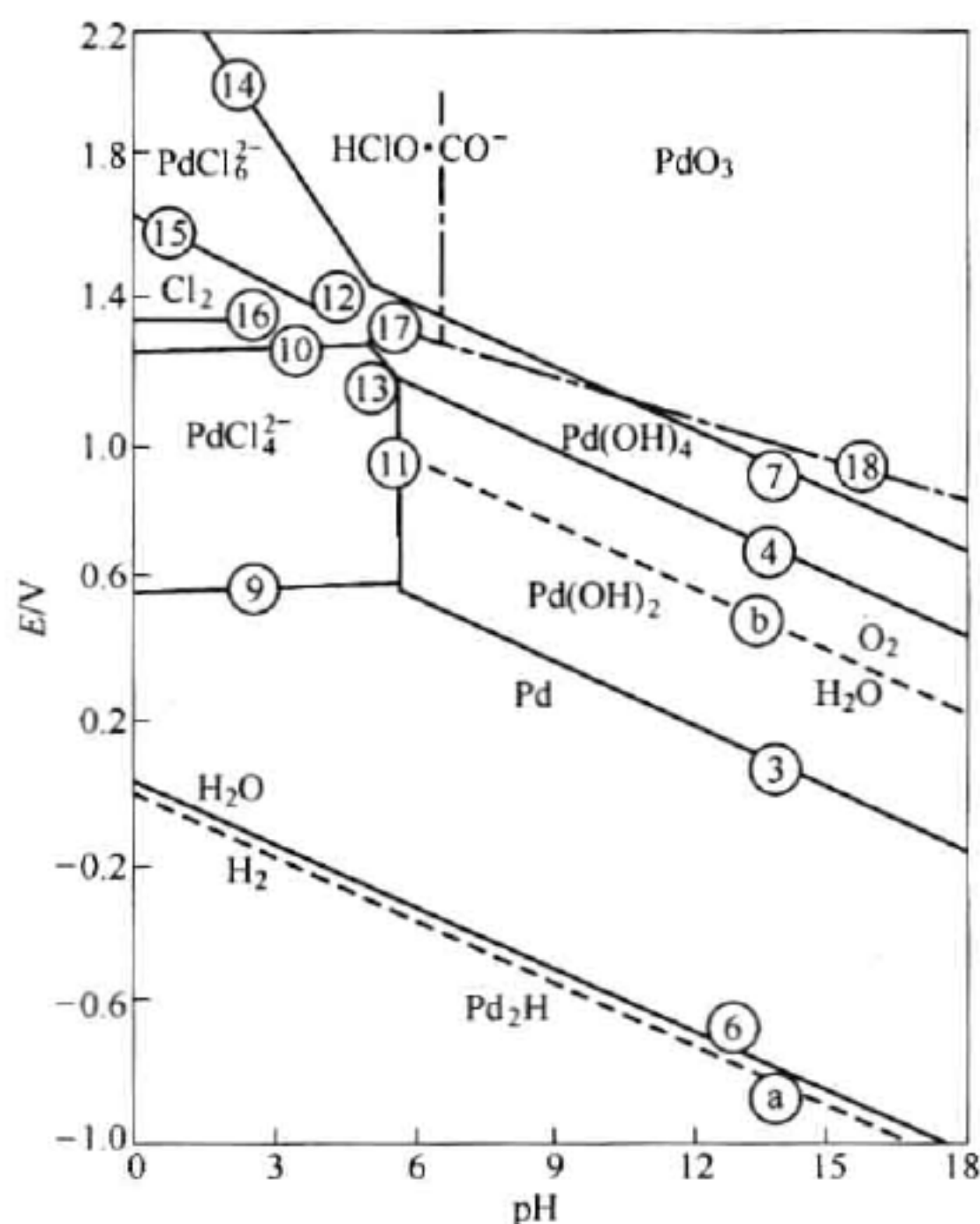


图 4-8 Pd - Cl^- - H_2O 系电位 - pH 图

Rh - Cl^- - H_2O 系、Ir - Cl^- - H_2O 系电位 - pH 图略。

4.1.2.2 Me - CN^- - H_2O 系电位 - pH 图

贵金属与 CN^- - H_2O 系的平衡可以用综合平衡法处理：

$$E_{\text{Ag}^+/\text{Ag}} = 0.7990 + 0.0591\lg[\text{Ag}]_T - 0.0591\lg\phi_{\text{Ag}}$$

$$E_{\text{Au}^+/\text{Au}} = 1.6920 + 0.0591\lg[\text{Au}]_T - 0.0591\lg\phi_{\text{Au}}$$

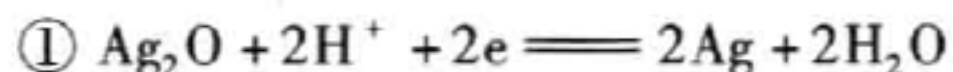
$$E_{\text{Pt}^{2+}/\text{Pt}} = 1.1880 + 0.0296\lg[\text{Pt}]_T - 0.0296\lg\phi_{\text{Pt}}$$

$$E_{\text{Pd}^{2+}/\text{Pd}} = 0.9107 + 0.0296\lg[\text{Pd}]_T - 0.0296\lg\phi_{\text{Pd}}$$

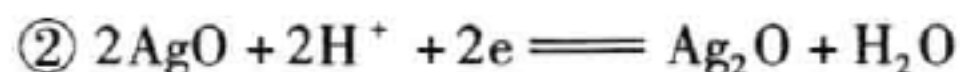
Ag (Au、Pt、Pd) - CN^- - H_2O 系电位 - pH 图见图 4-9。

4.1.2.3 Me - NH_3 - H_2O 系电位 - pH 图

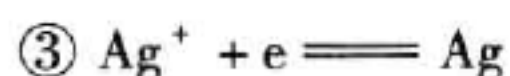
在 Me - NH_3 - H_2O 系电位 - pH 图中, 本书将只画出比较常用的 Ag - NH_3 - H_2O 系电位 - pH 图。



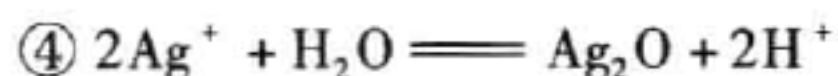
$$E = 1.173 - 0.0591\text{pH}$$



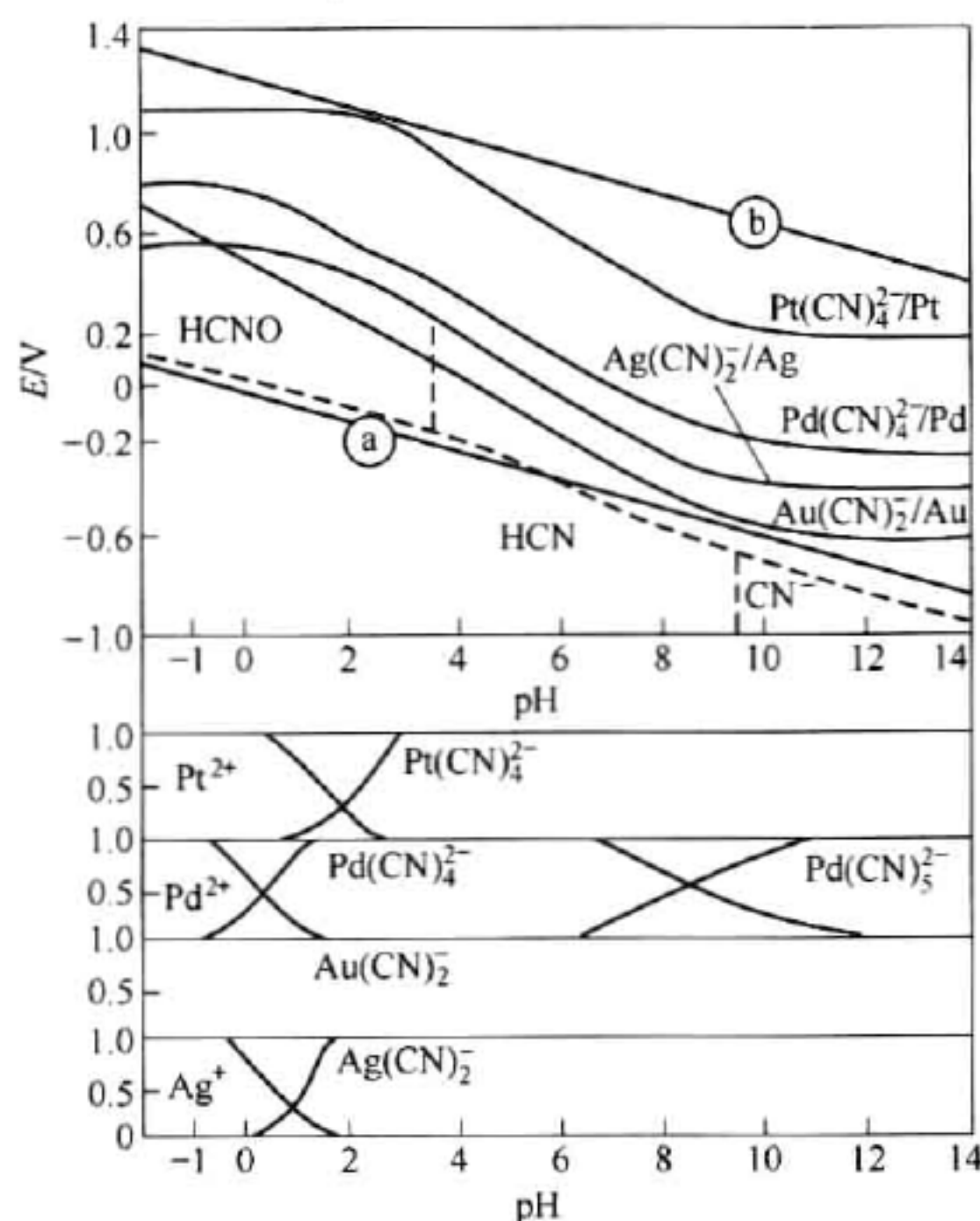
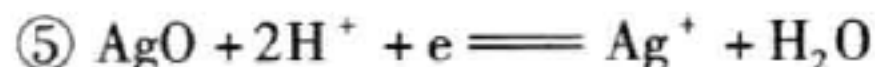
$$E = 1.398 - 0.0591\text{pH}$$



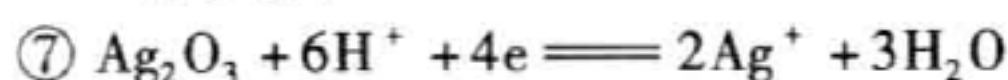
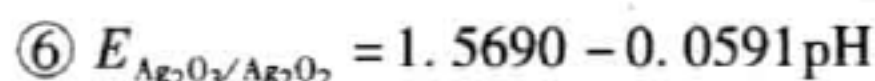
$$E = 0.799 + 0.0591\lg[\text{Ag}^+] - 0.0591\lg\phi$$



$$\text{pH} = 6.33 - \lg[\text{Ag}]_T + \lg\phi$$

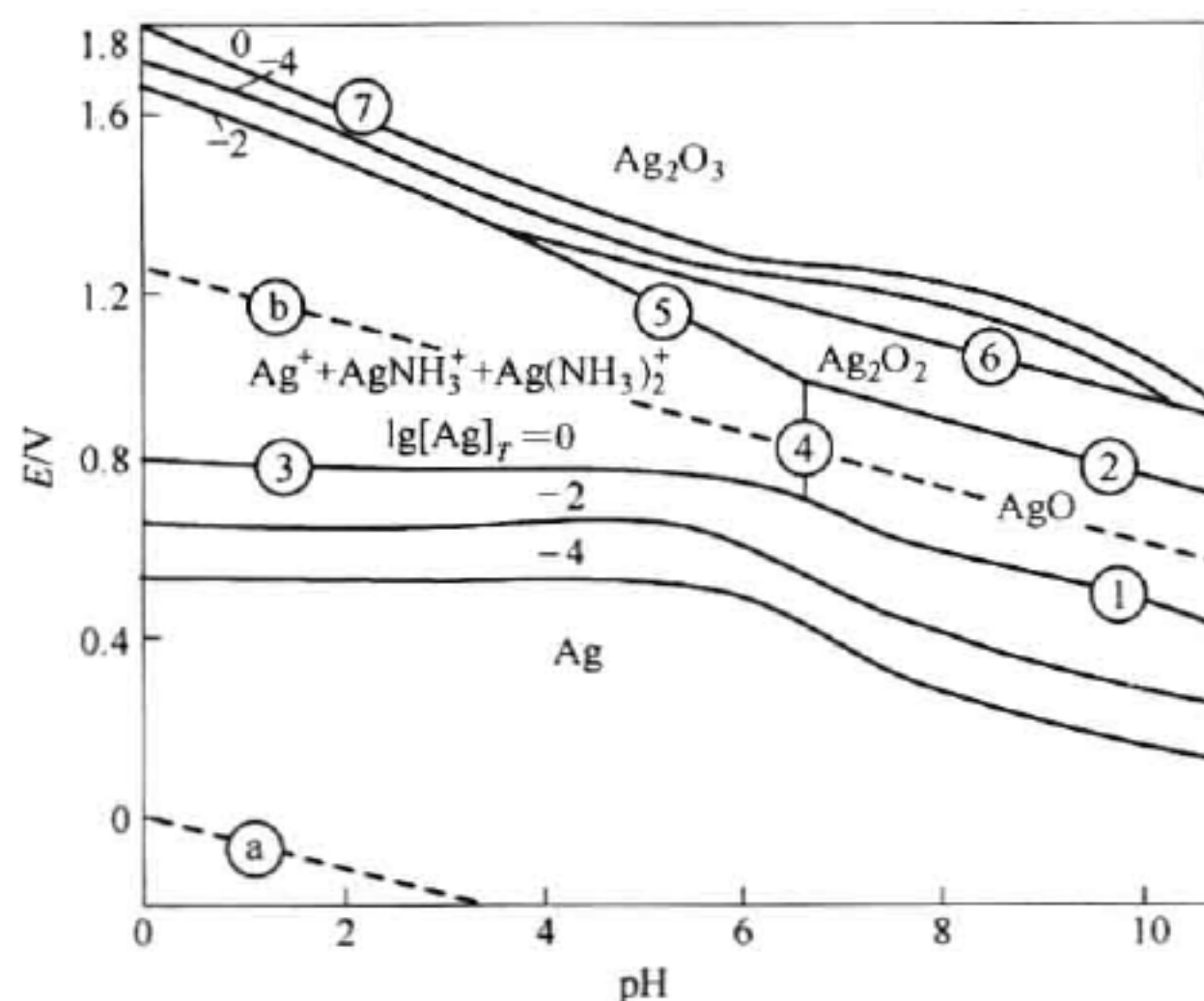
图 4-9 Ag(Au, Pt, Pd) - CN⁻ - H₂O 系电位 - pH 图

$$E = 1.772 - 0.1182\text{pH} - 0.0591\lg[\text{Ag}]_T + 0.0591\lg\phi$$



$$E = 1.670 - 0.0886\text{pH} - 0.0295\lg[\text{Ag}]_T + 0.0296\lg\phi$$

Ag - NH₃ - H₂O 系电位 - pH 图见图 4-10。

图 4-10 Ag - NH₃ - H₂O 系电位 - pH 图

4.1.3 贵金属 Me - Cl - NH₃ - H₂O 系电位 - pH 图

在工业实践中,常用氨水溶解 AgCl。AgCl 易溶于氨水,是因为生成了 $\text{Ag}(\text{NH}_3)_2^+\text{Cl}^-$ 型配离子的缘故。本书作出了 AgCl 在氨水中的溶解度 $[\text{Ag}]_T$ (mol/L) 随 pH 值的变化图,图中 $[\text{NH}_3]_T$ 代表溶液中氨的总浓度 (mol/L), 25℃ 下 AgCl 在氨水中的溶解度随 pH 值、 $[\text{NH}_3]_T$ 的关系见图 4-11。

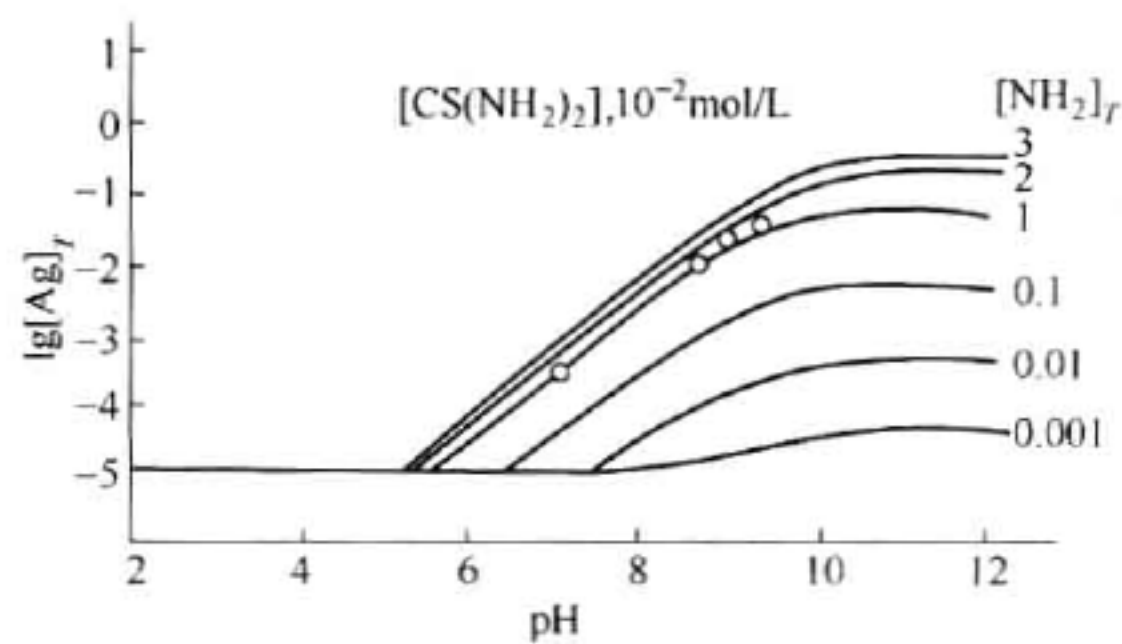


图 4-11 25℃ 下 AgCl 在氨水中的溶解度随 pH、 $[\text{NH}_3]_T$ 的关系图

4.2 熔体相图

相图是对一个物质体系的相平衡进行的图示。它描述的是当相平衡时,在给定相平衡条件下另一些热力学变量变化轨迹;它所提供的相平衡信息,对人们研究物质世界有着重要的意义。贵金属的合金相图包括有二元系、三元系甚至四元系,本书只收录了一少部分比较常用的贵金属二元系的合金相图。

4.2.1 贵金属与贱金属合金相图

贵金属与贱金属合金相图见图 4-12 ~ 图 4-44。

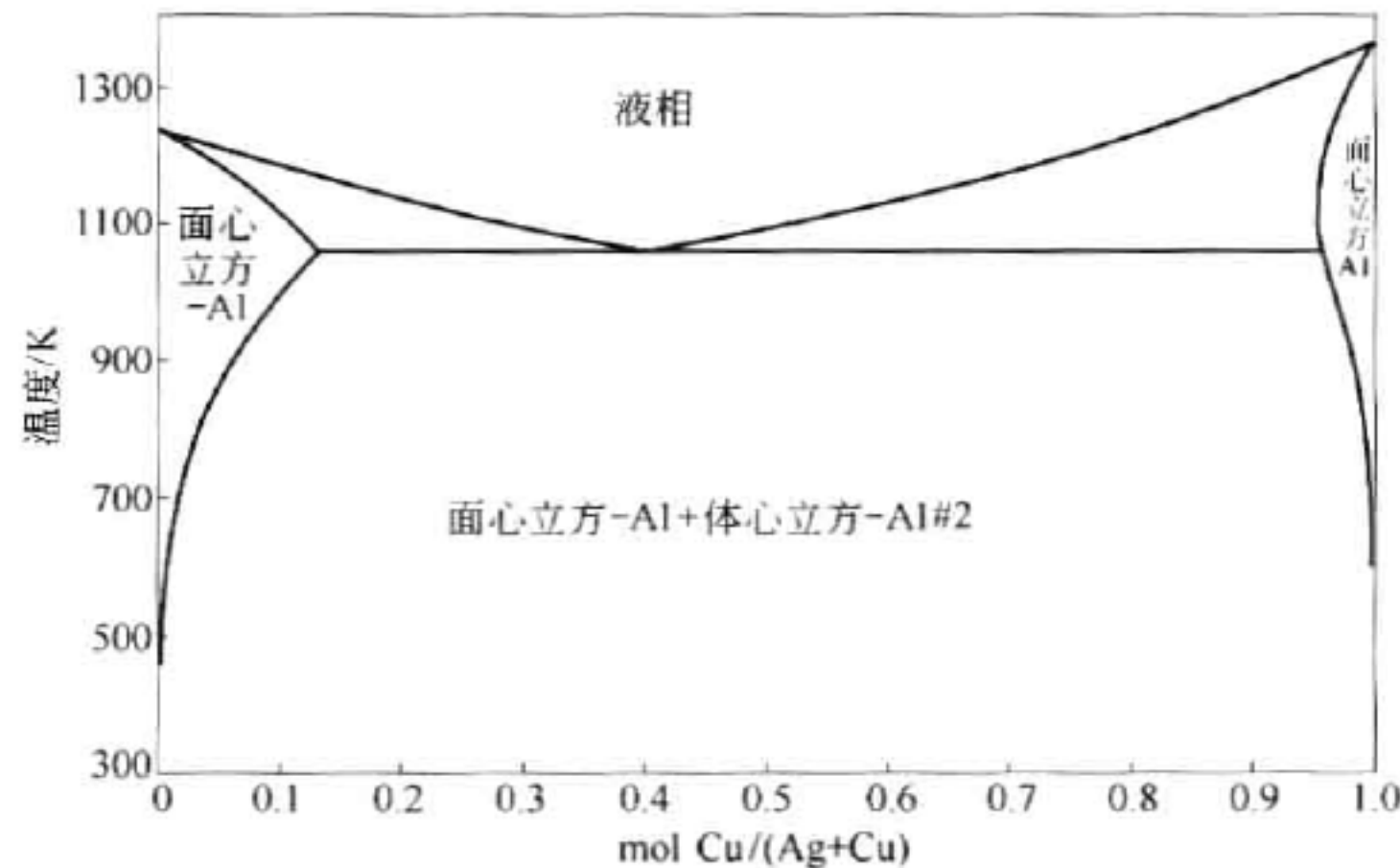


图 4-12 Ag - Cu 合金相图

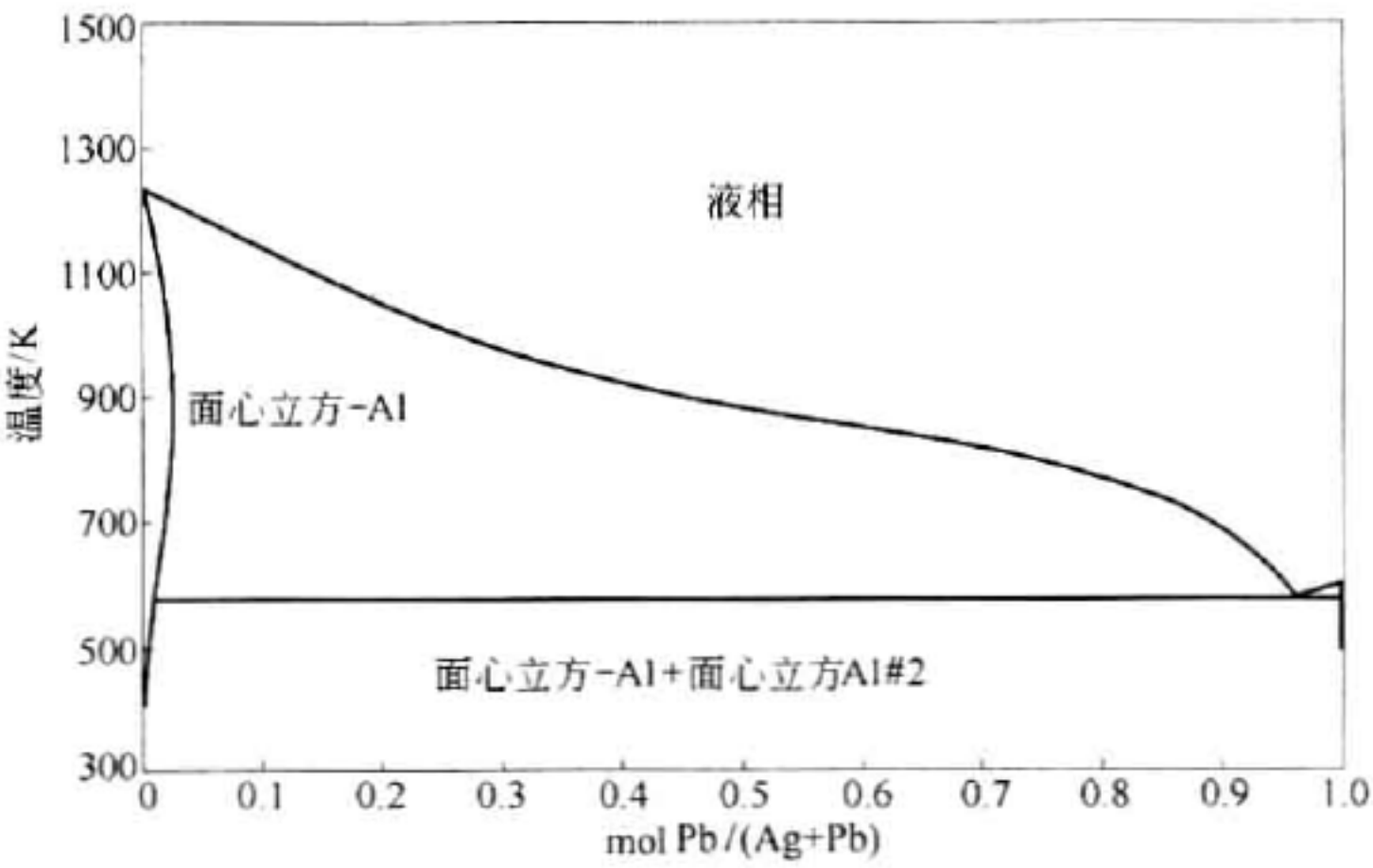


图 4-13 Ag - Pb 合金相图

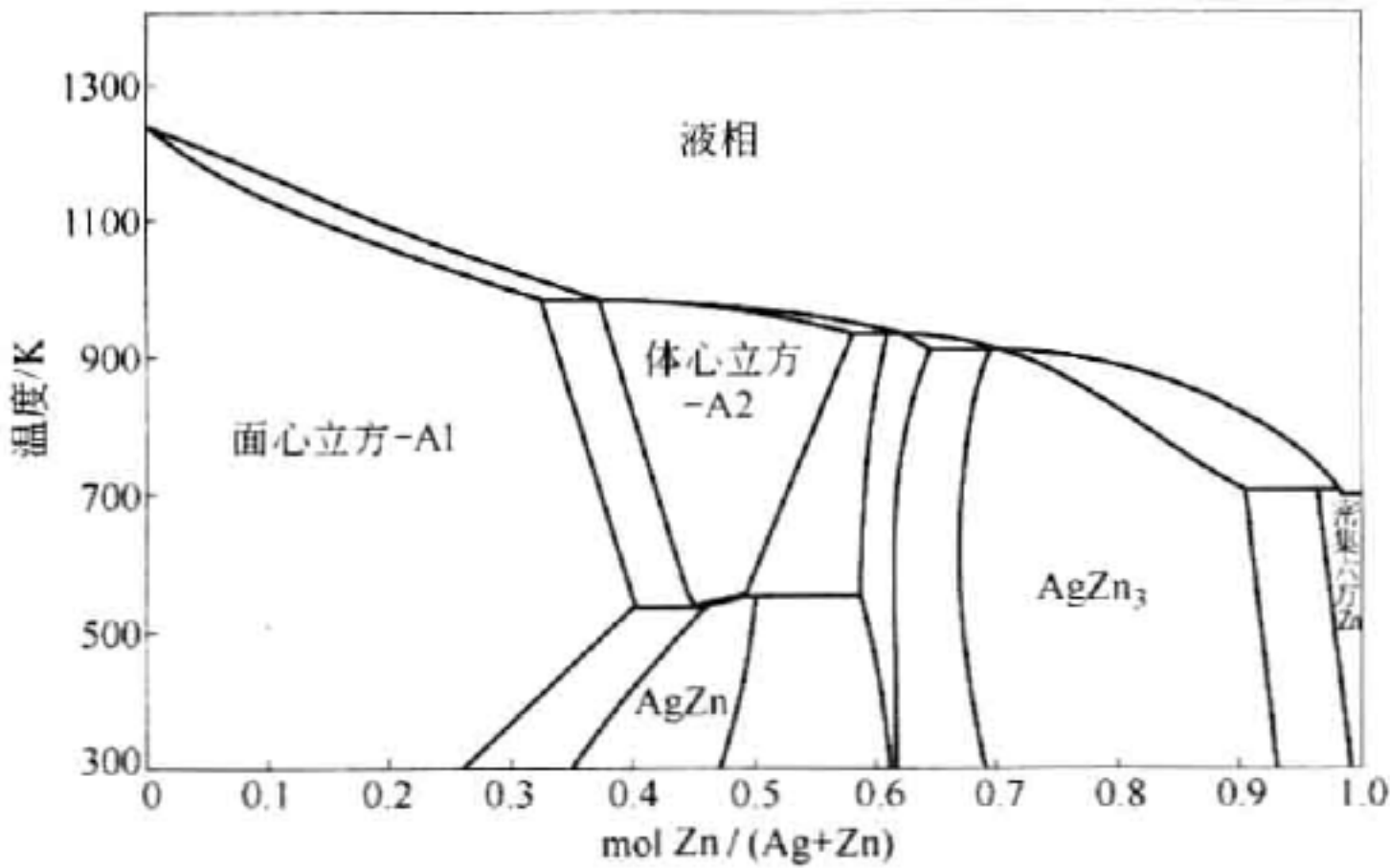


图 4-14 Ag - Zn 合金相图

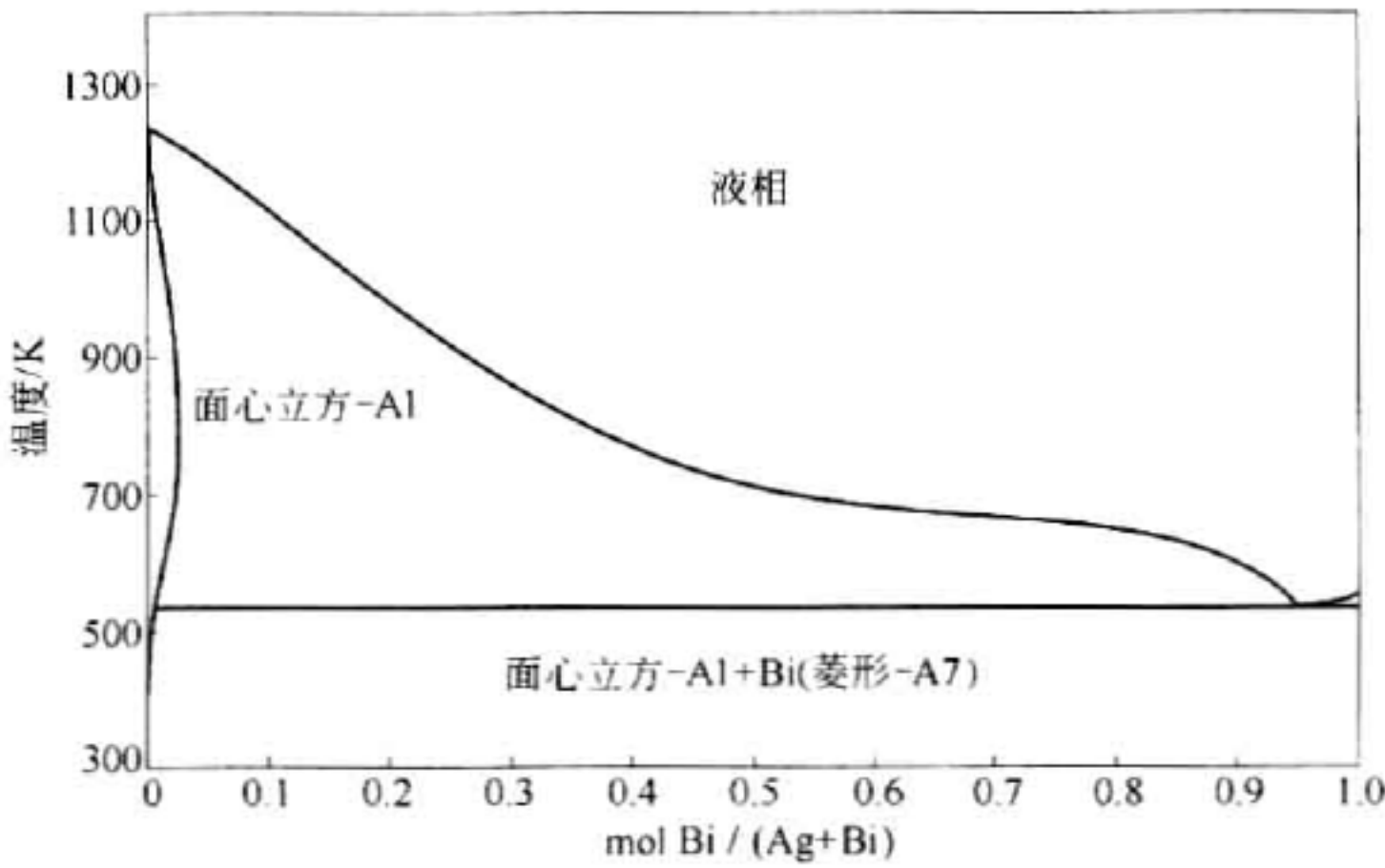


图 4-15 Ag - Bi 合金相图

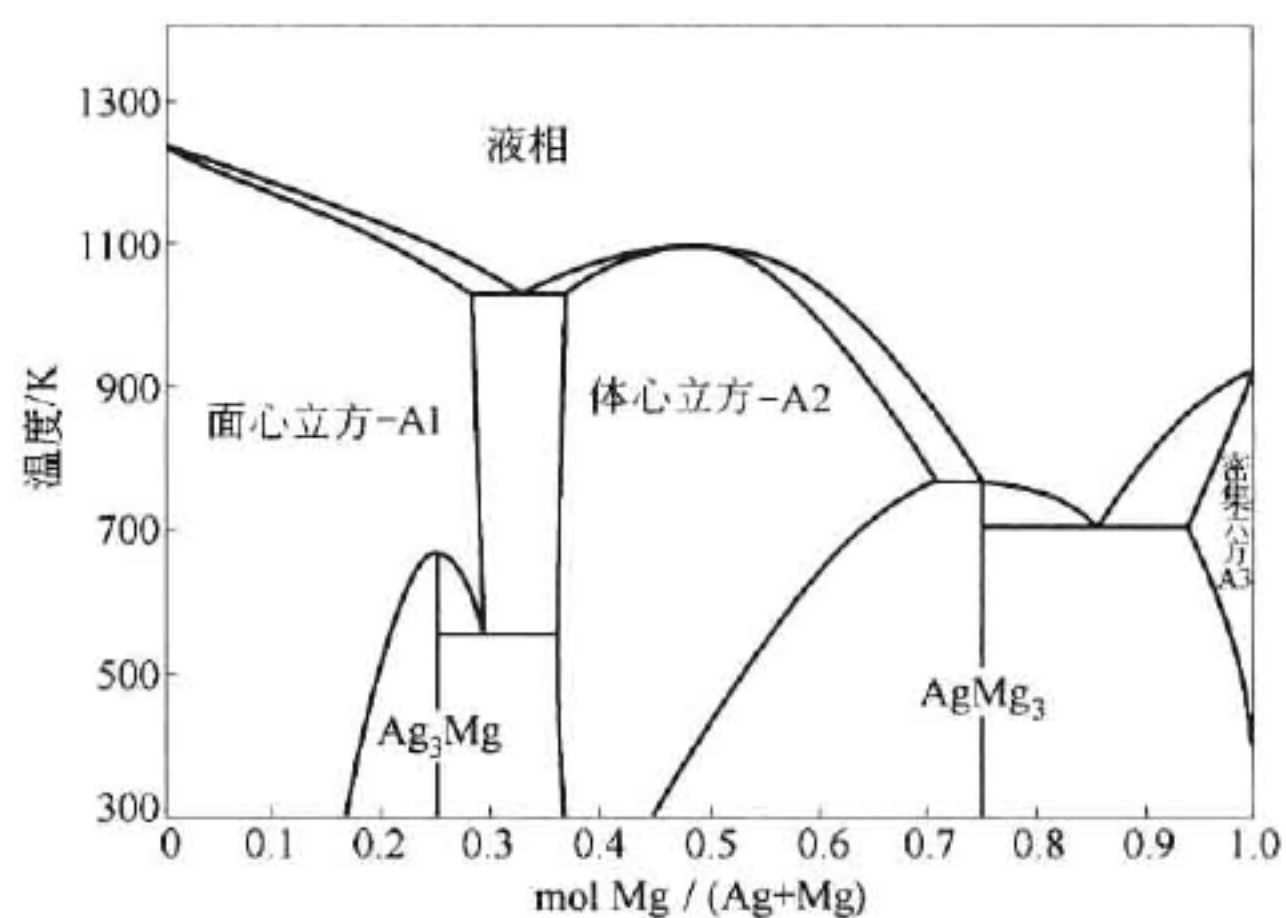


图 4-16 Ag - Mg 合金相图

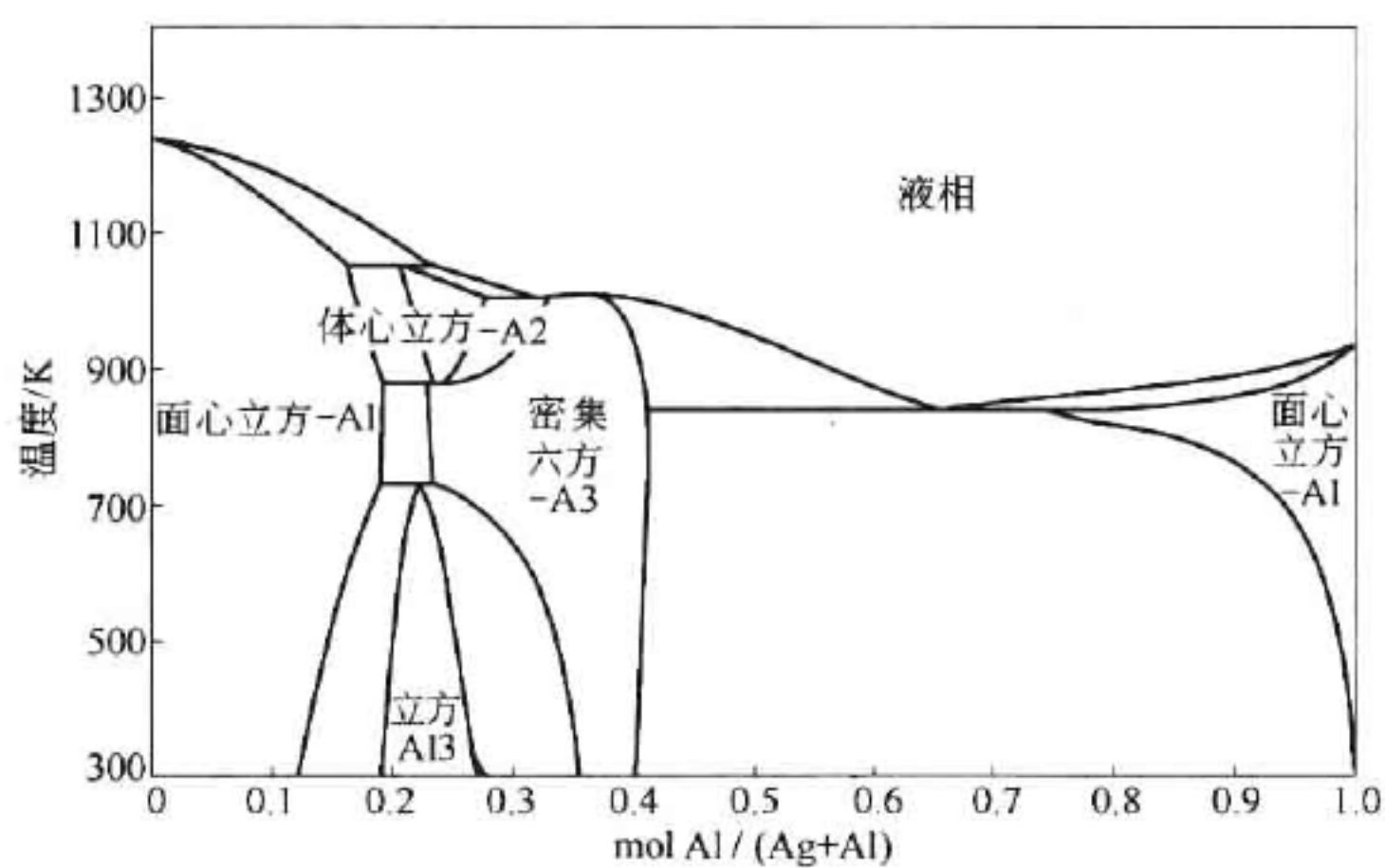


图 4-17 Ag - Al 合金相图

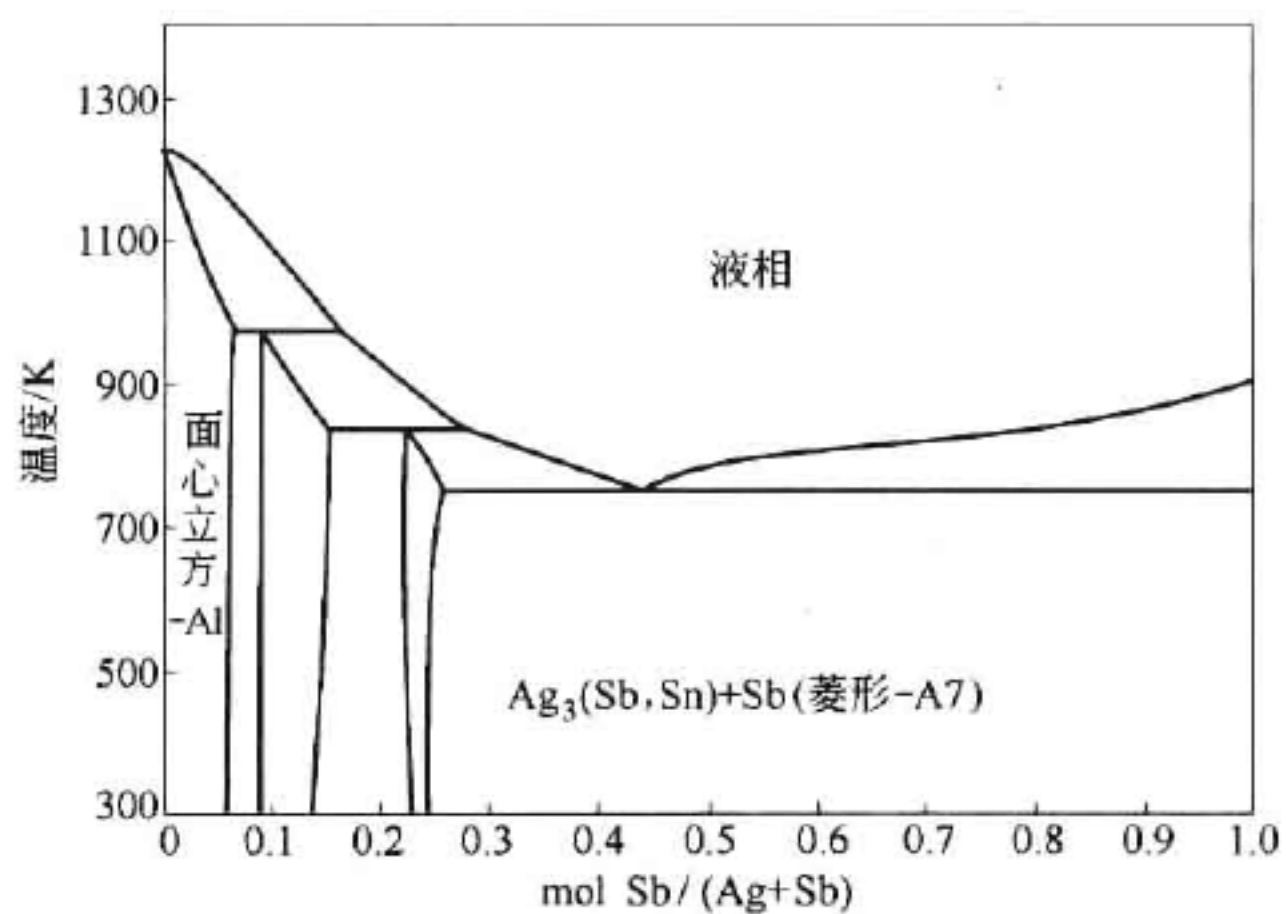


图 4-18 Ag - Sb 合金相图

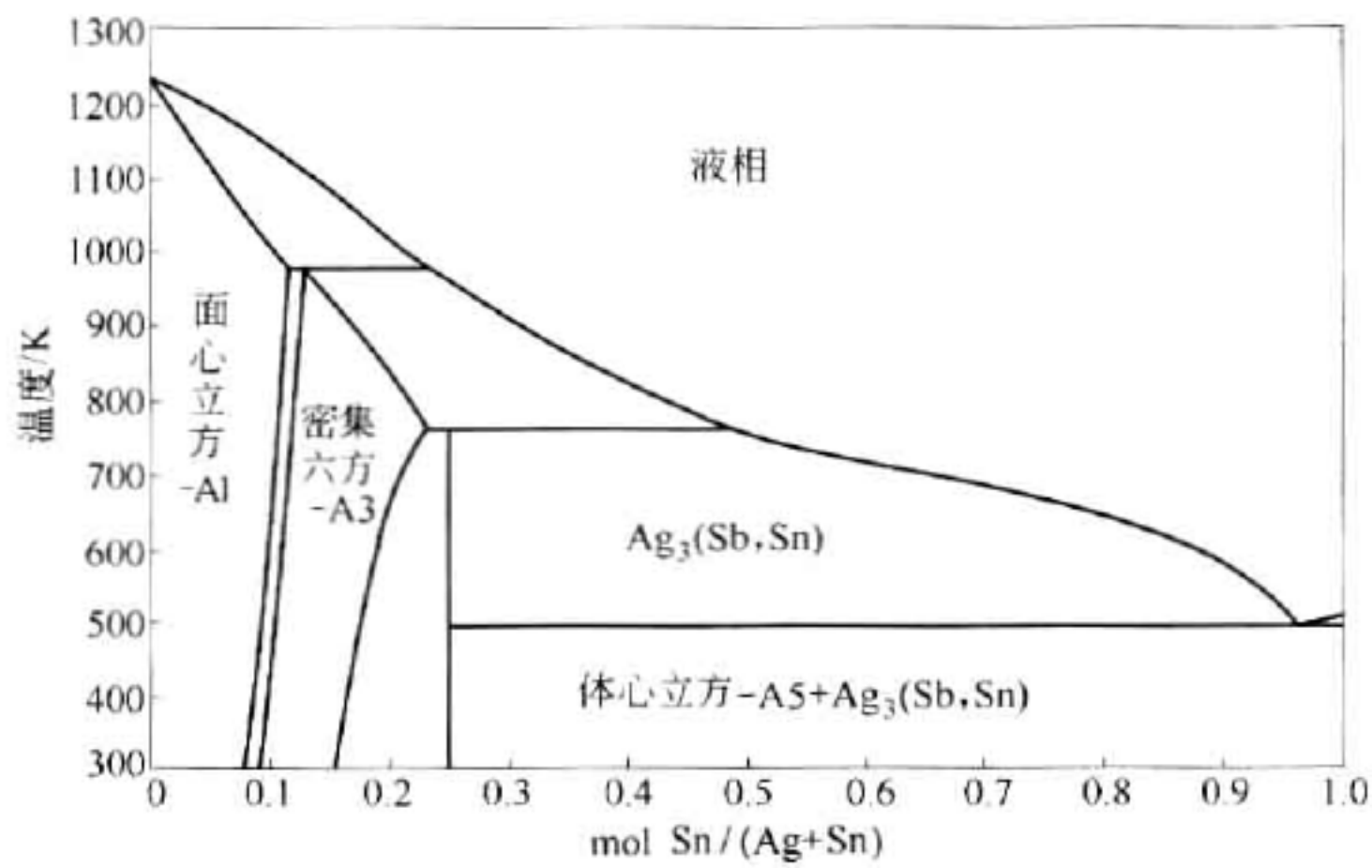


图 4-19 Ag - Sn 合金相图

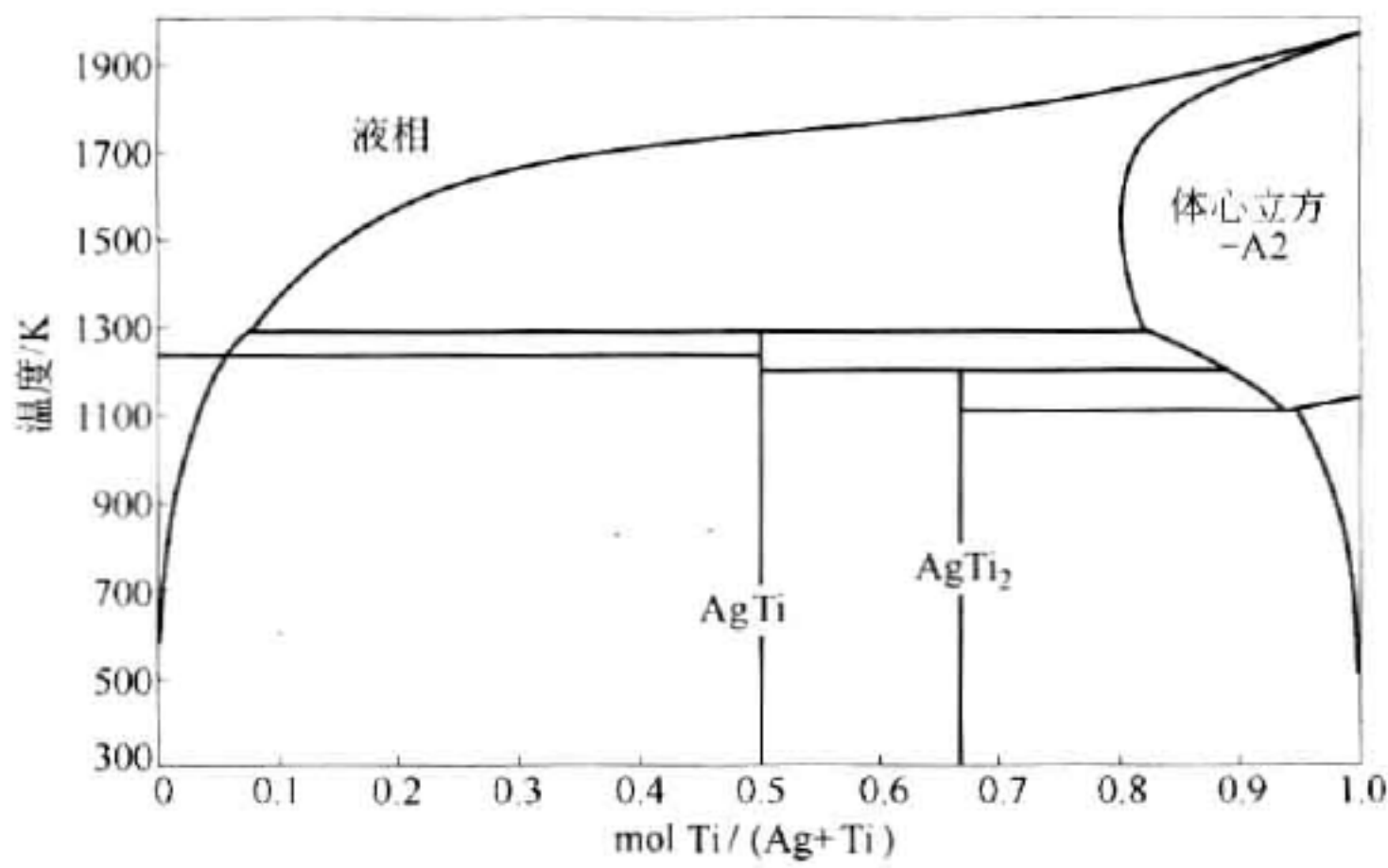


图 4-20 Ag - Ti 合金相图

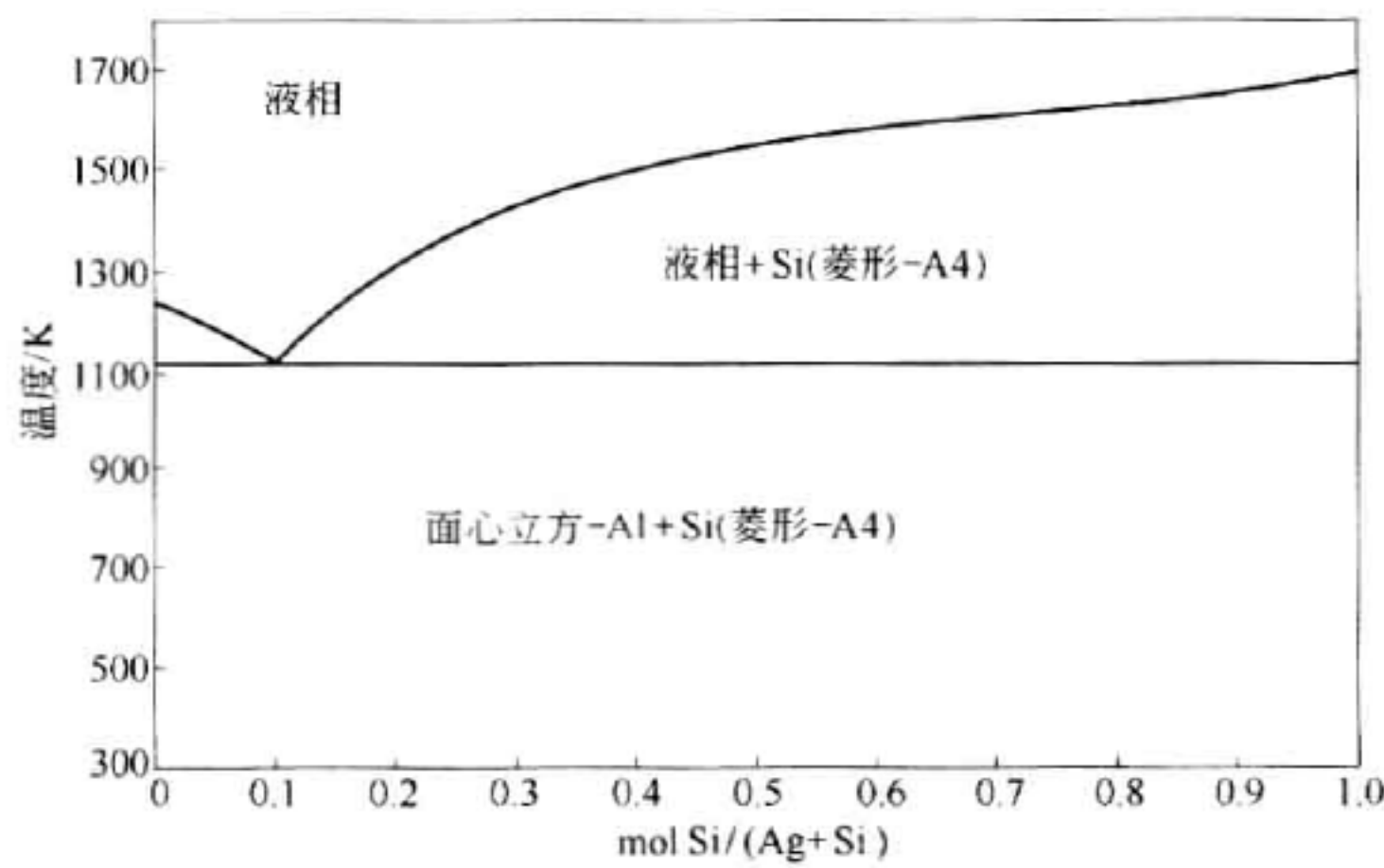


图 4-21 Ag - Si 合金相图

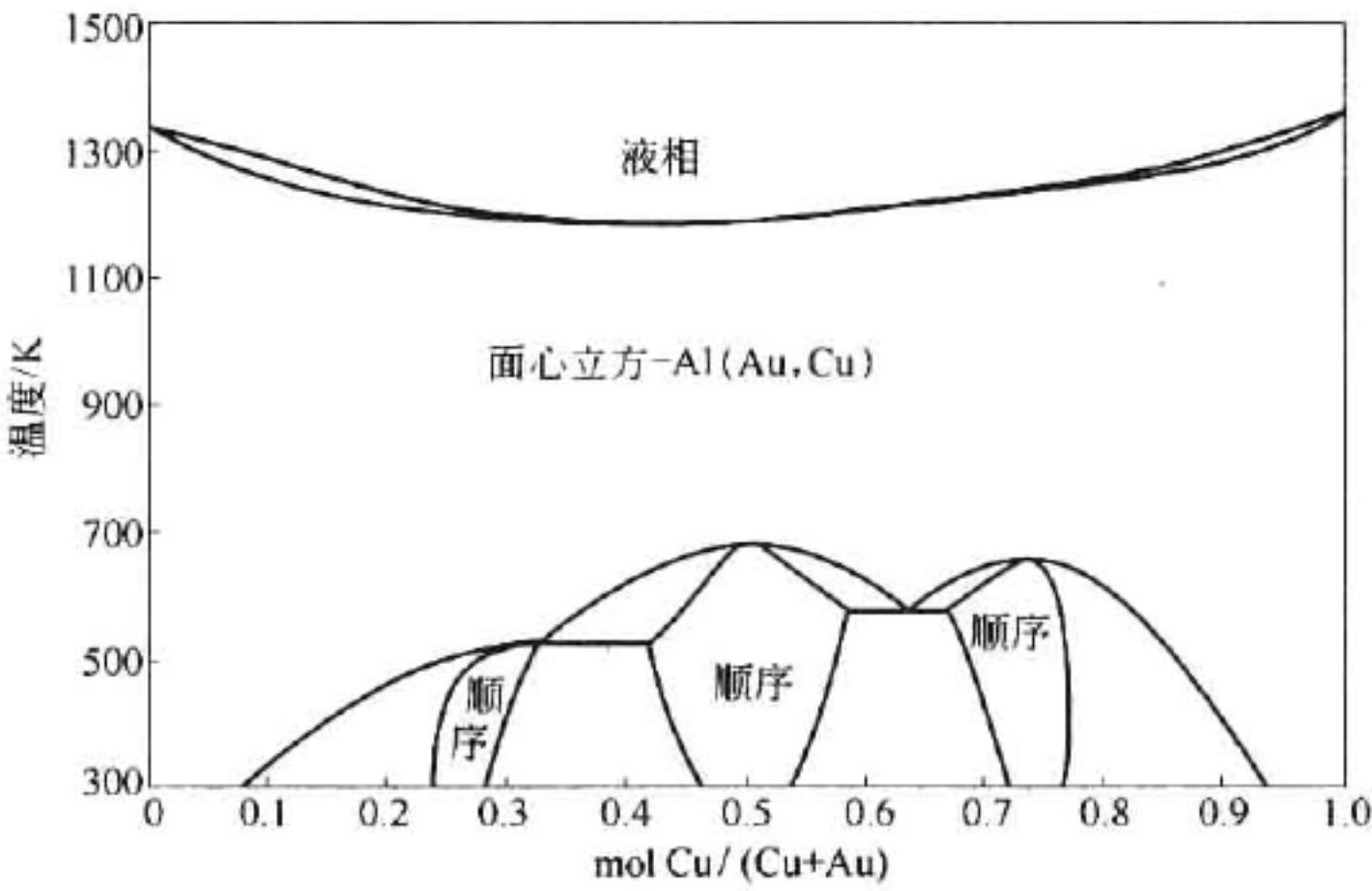


图 4-22 Au - Cu 合金相图

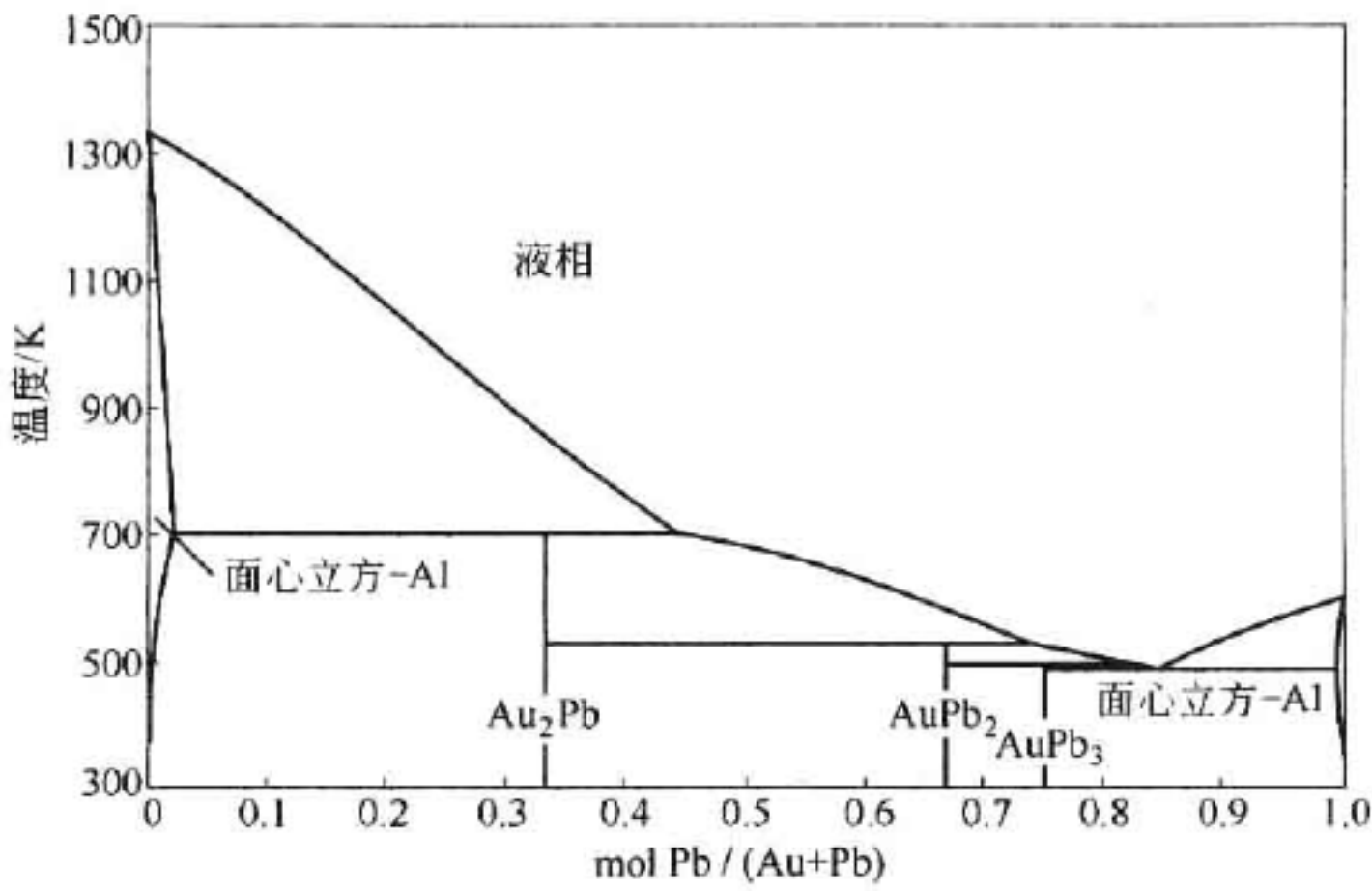


图 4-23 Au - Pb 合金相图

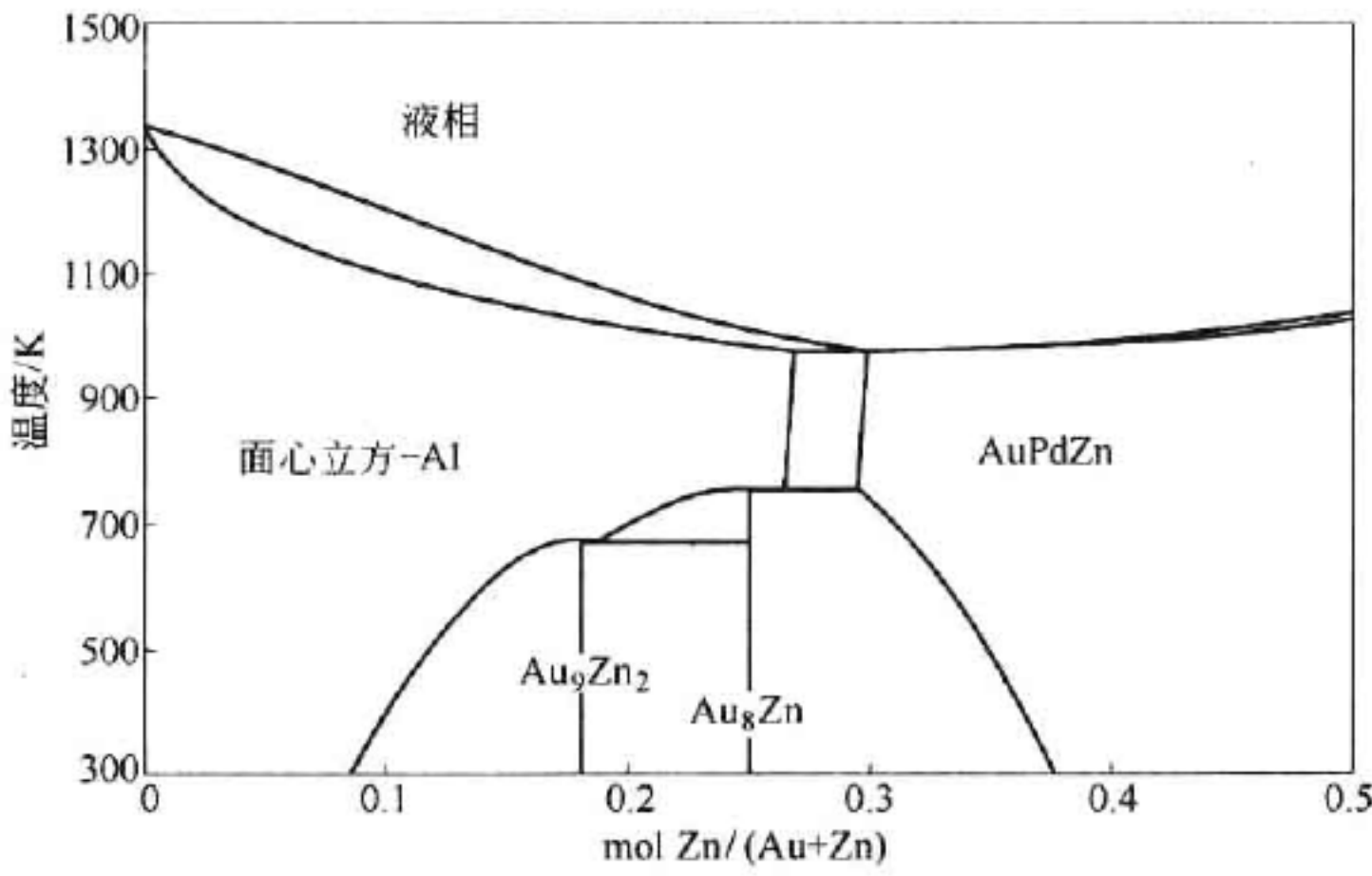


图 4-24 Au - Zn 合金相图

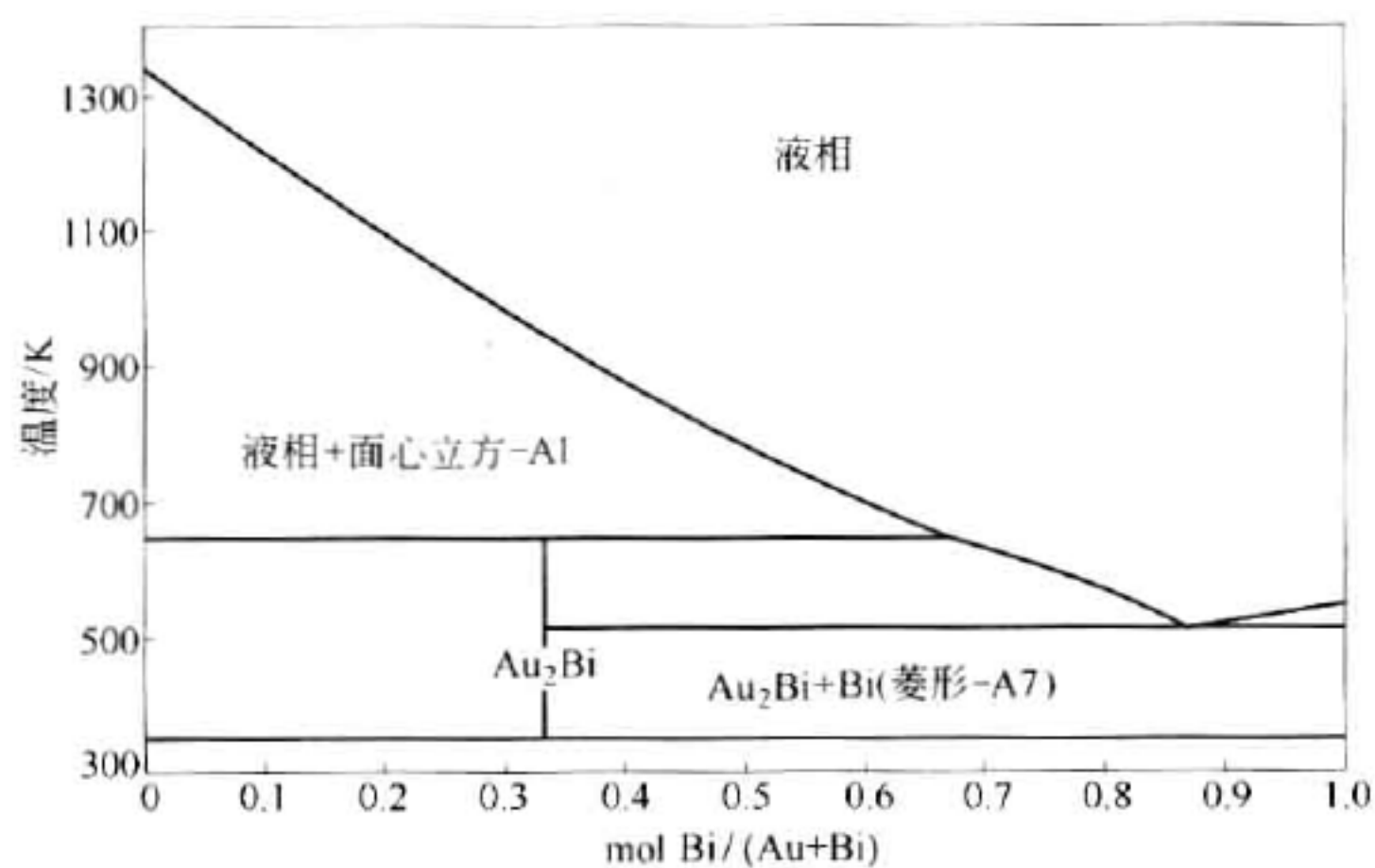


图 4-25 Au - Bi 合金相图

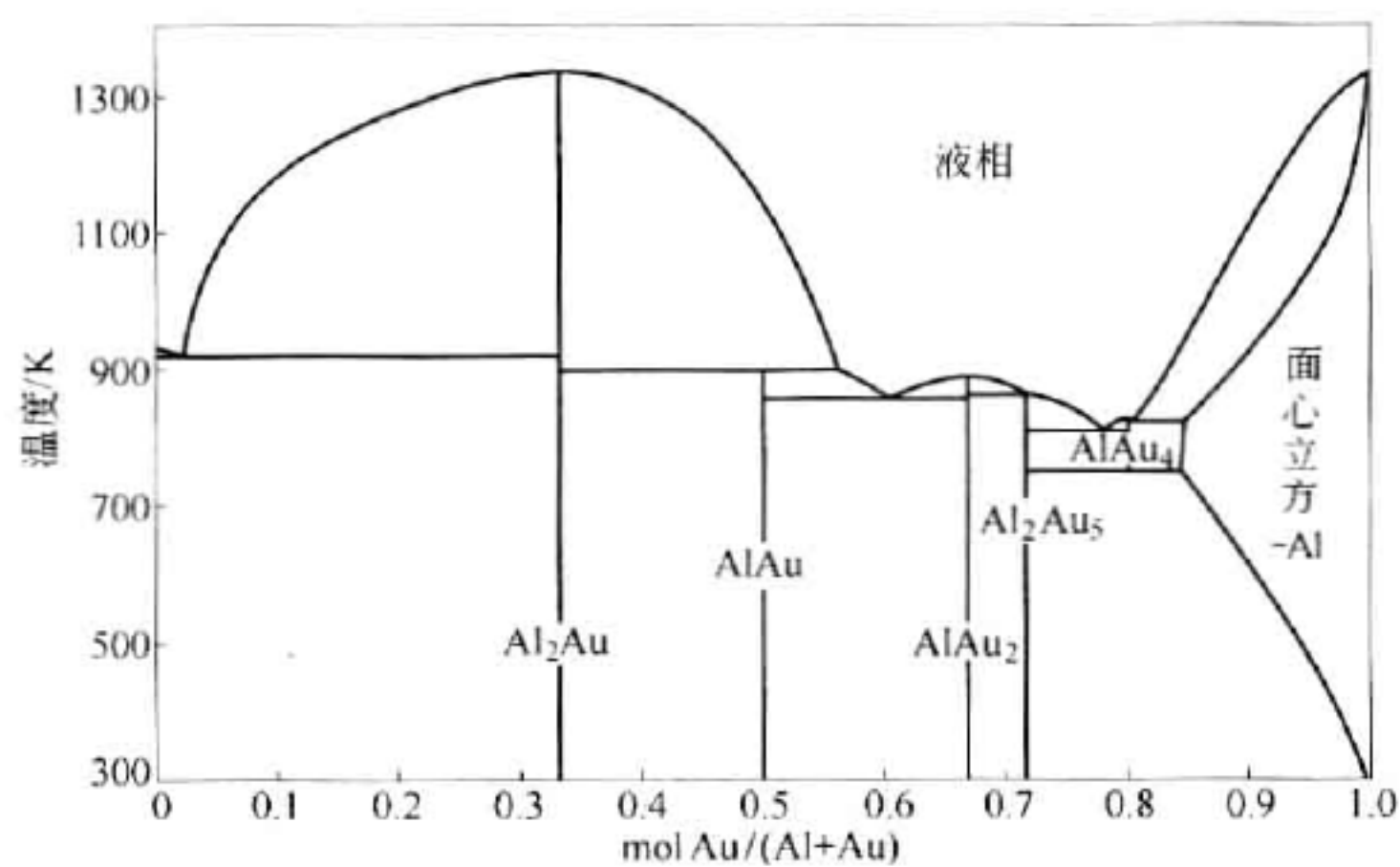


图 4-26 Al - Au 合金相图

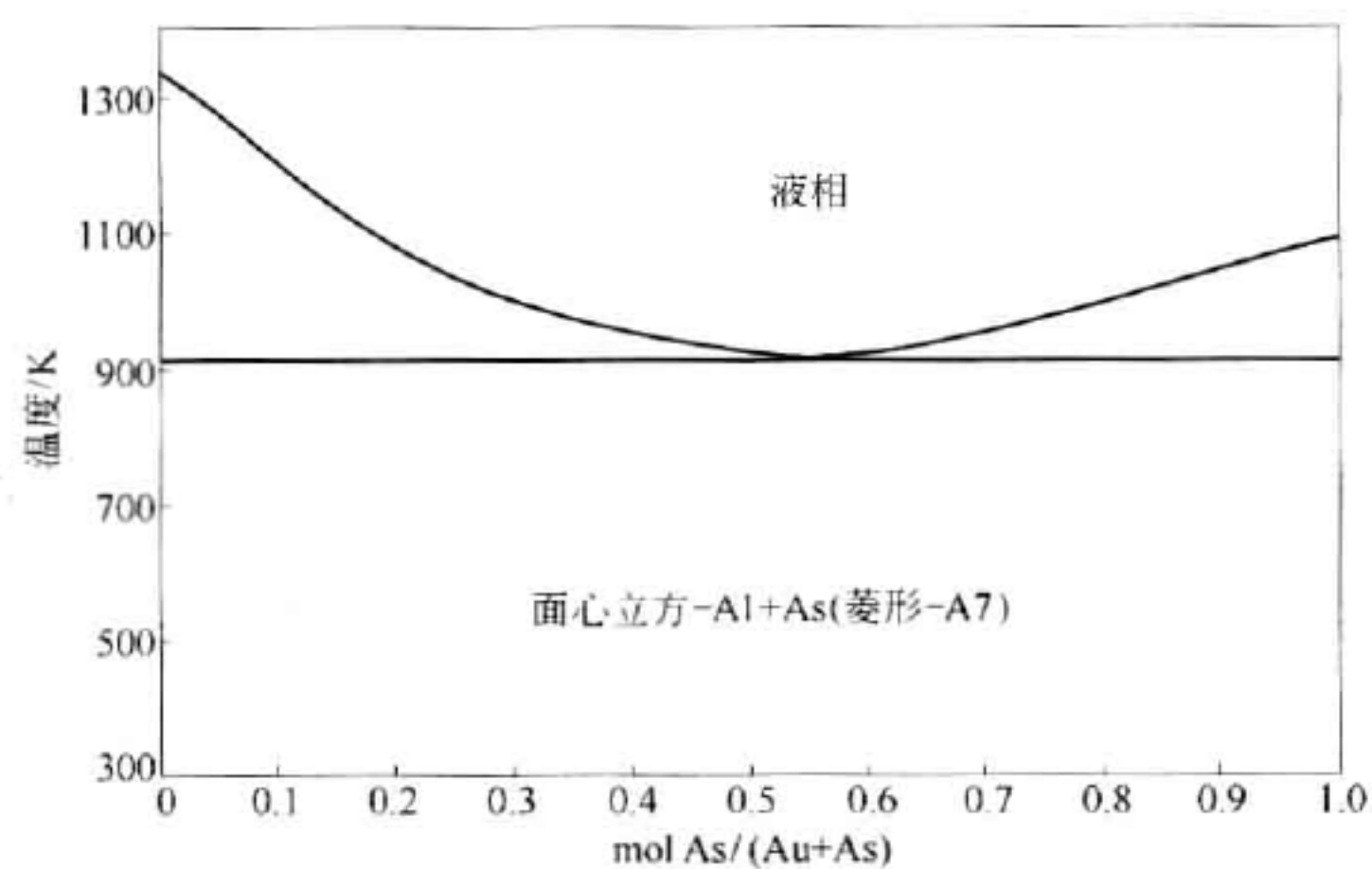


图 4-27 Au - As 合金相图

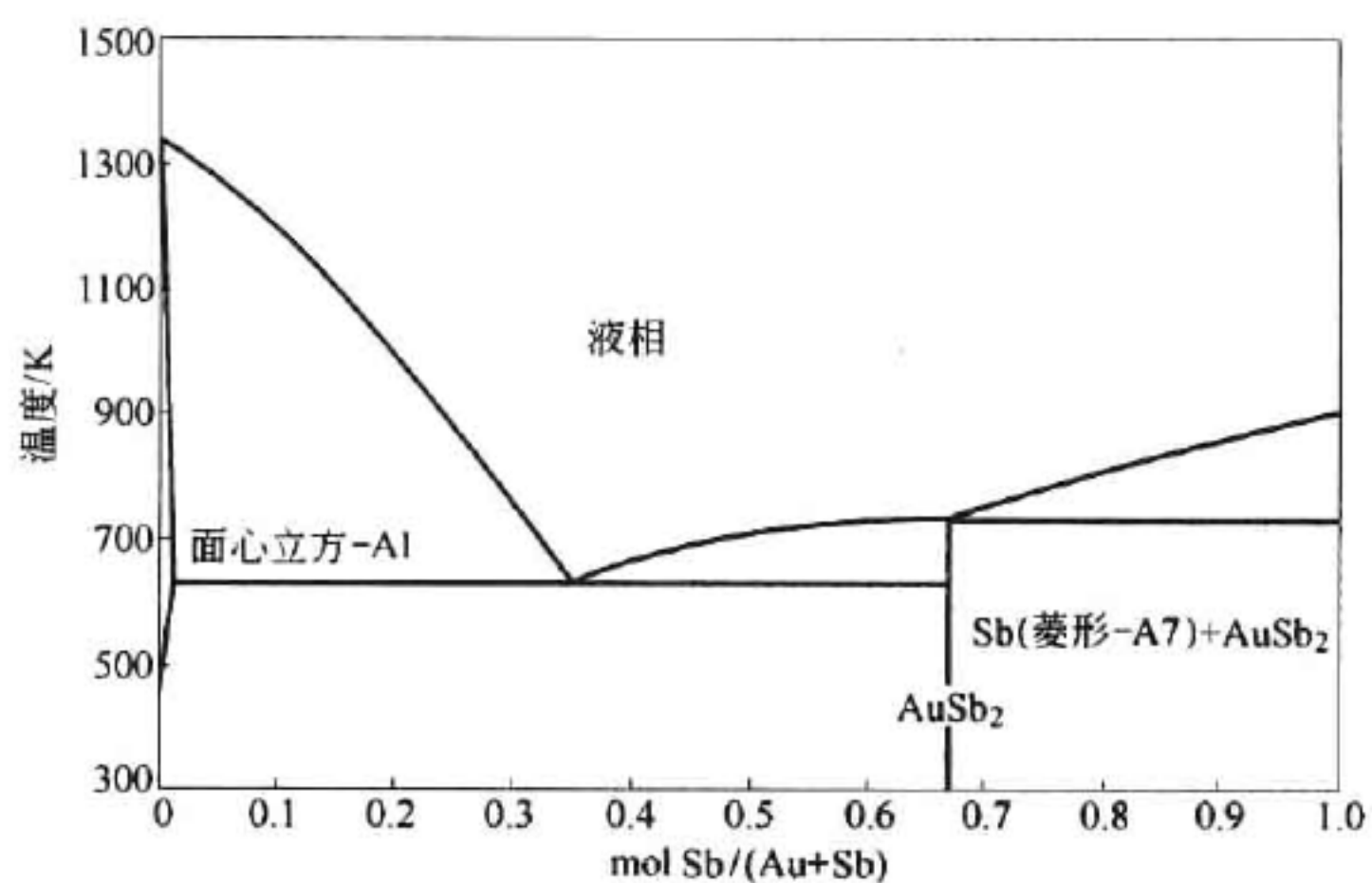


图 4-28 Au - Sb 合金相图

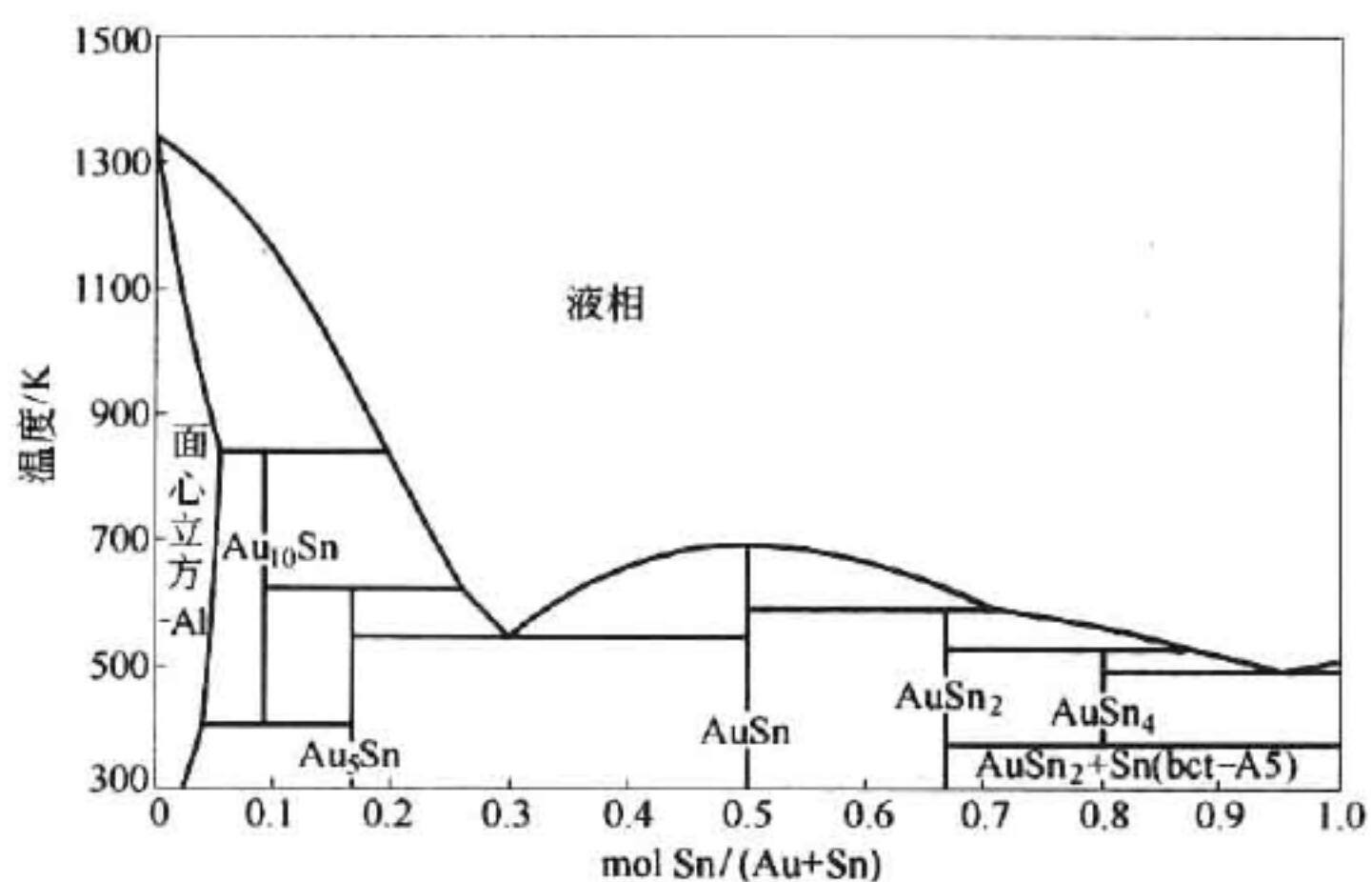


图 4-29 Au - Sn 合金相图

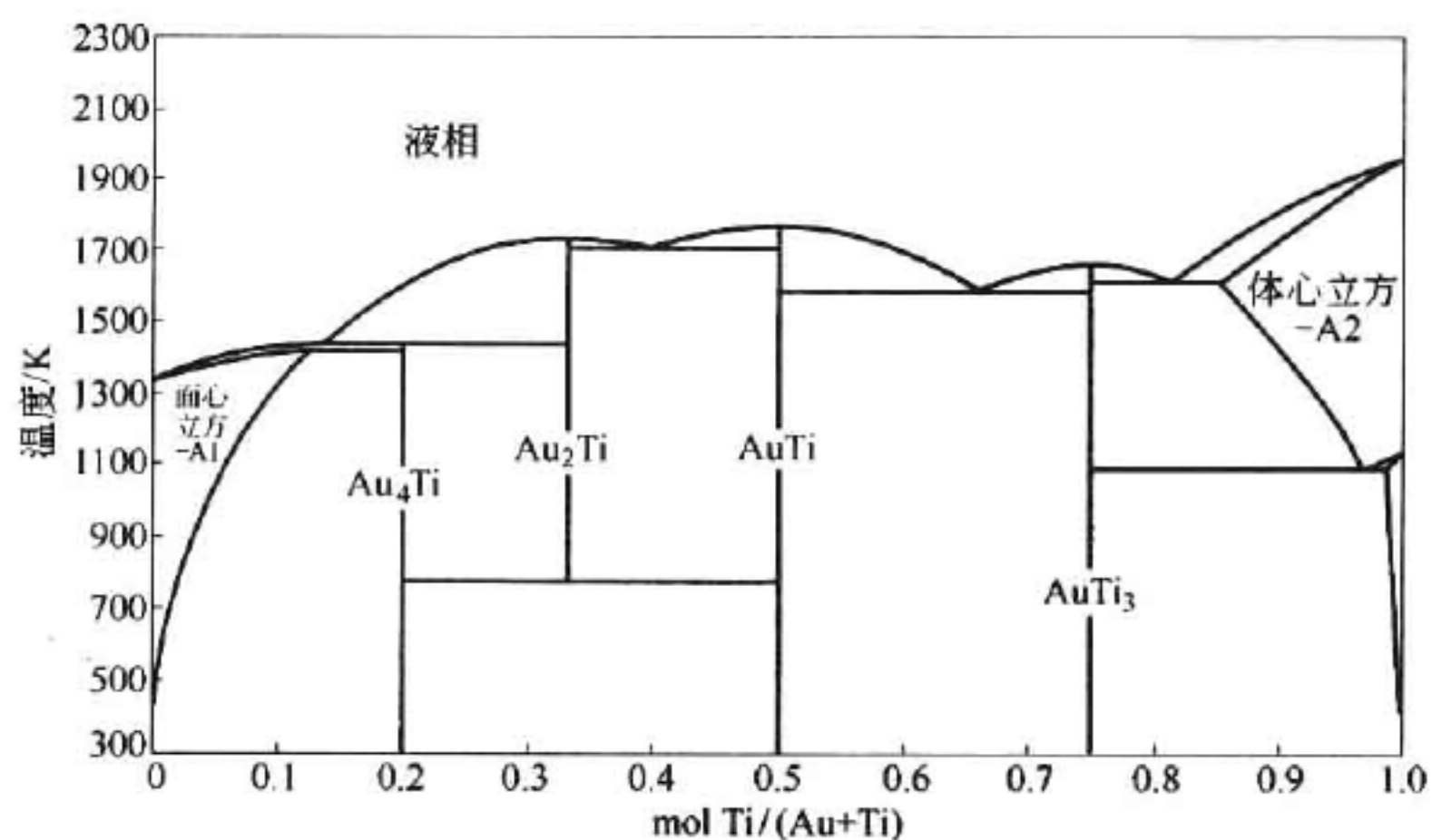


图 4-30 Au - Ti 合金相图

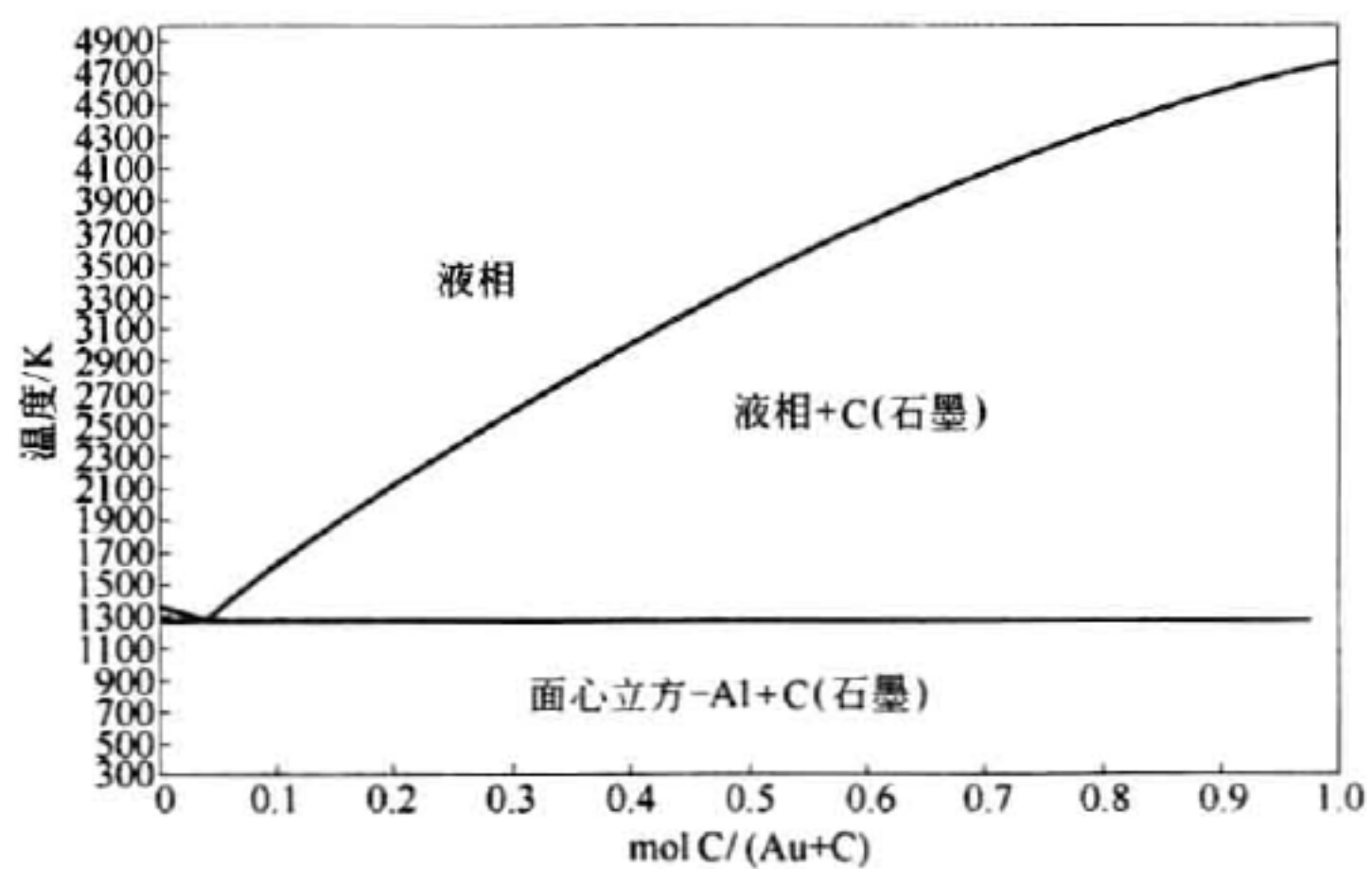


图 4-31 Au - C 合金相图

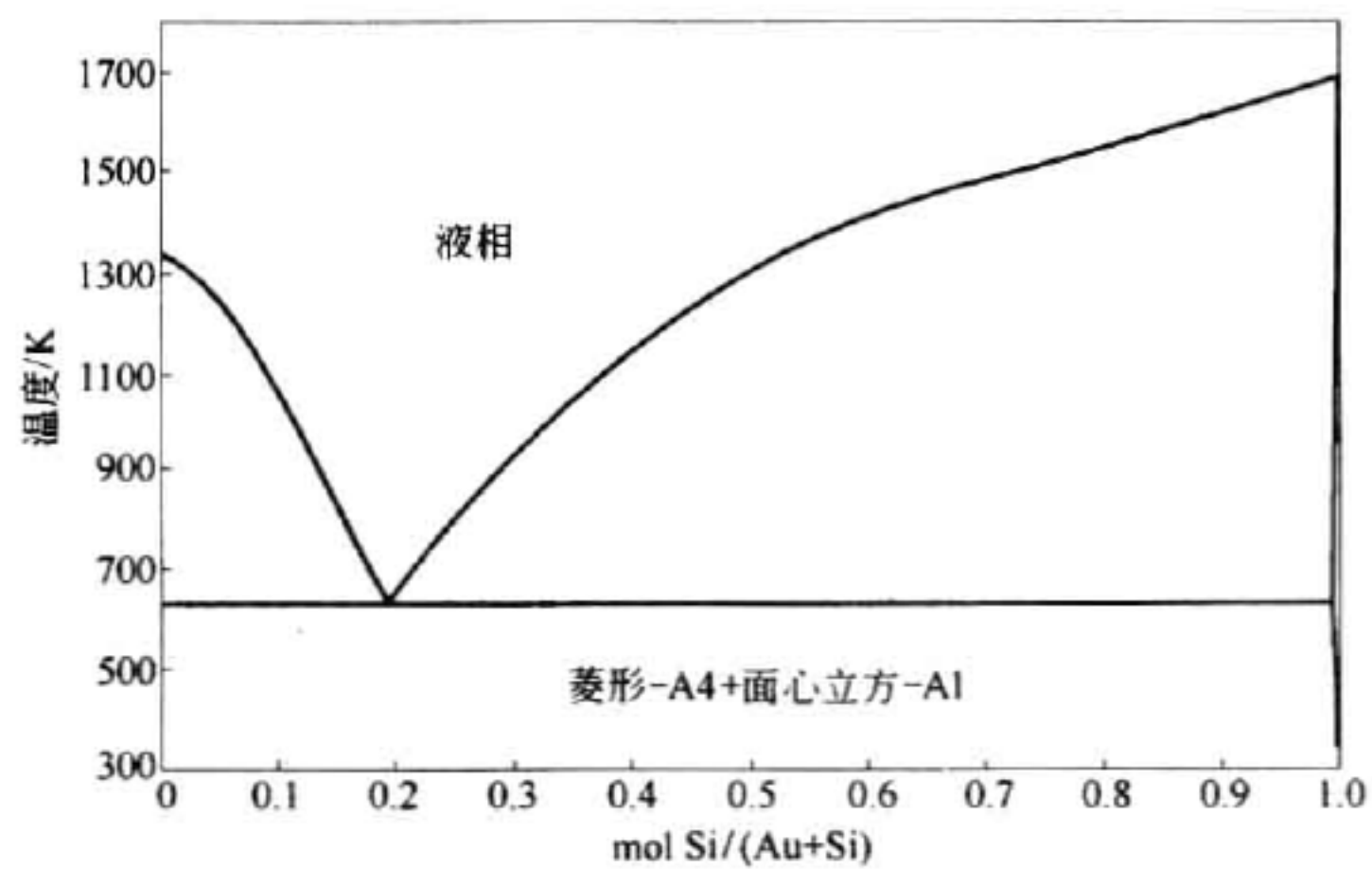


图 4-32 Au - Si 合金相图

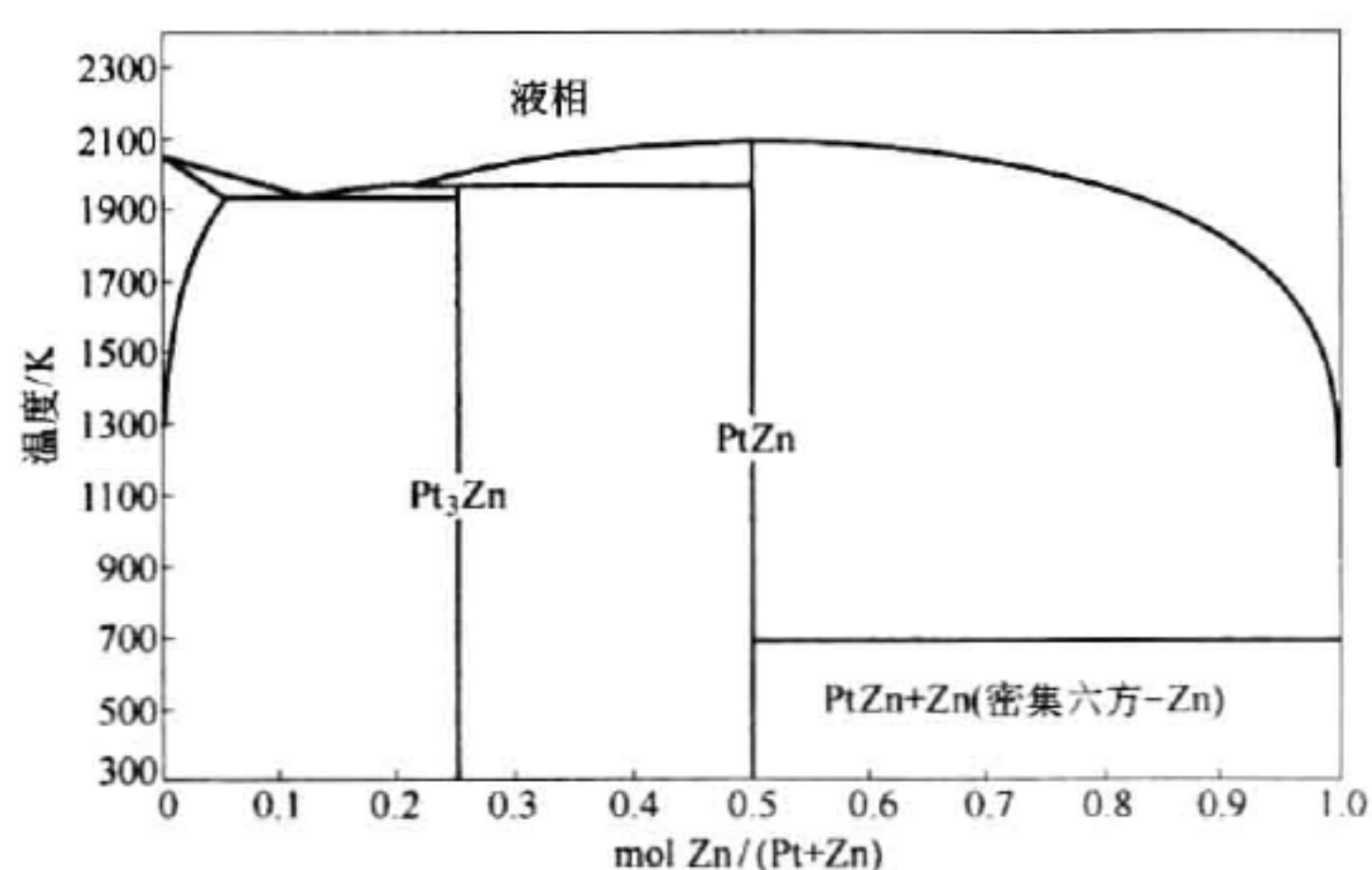


图 4-33 Pt - Zn 合金相图

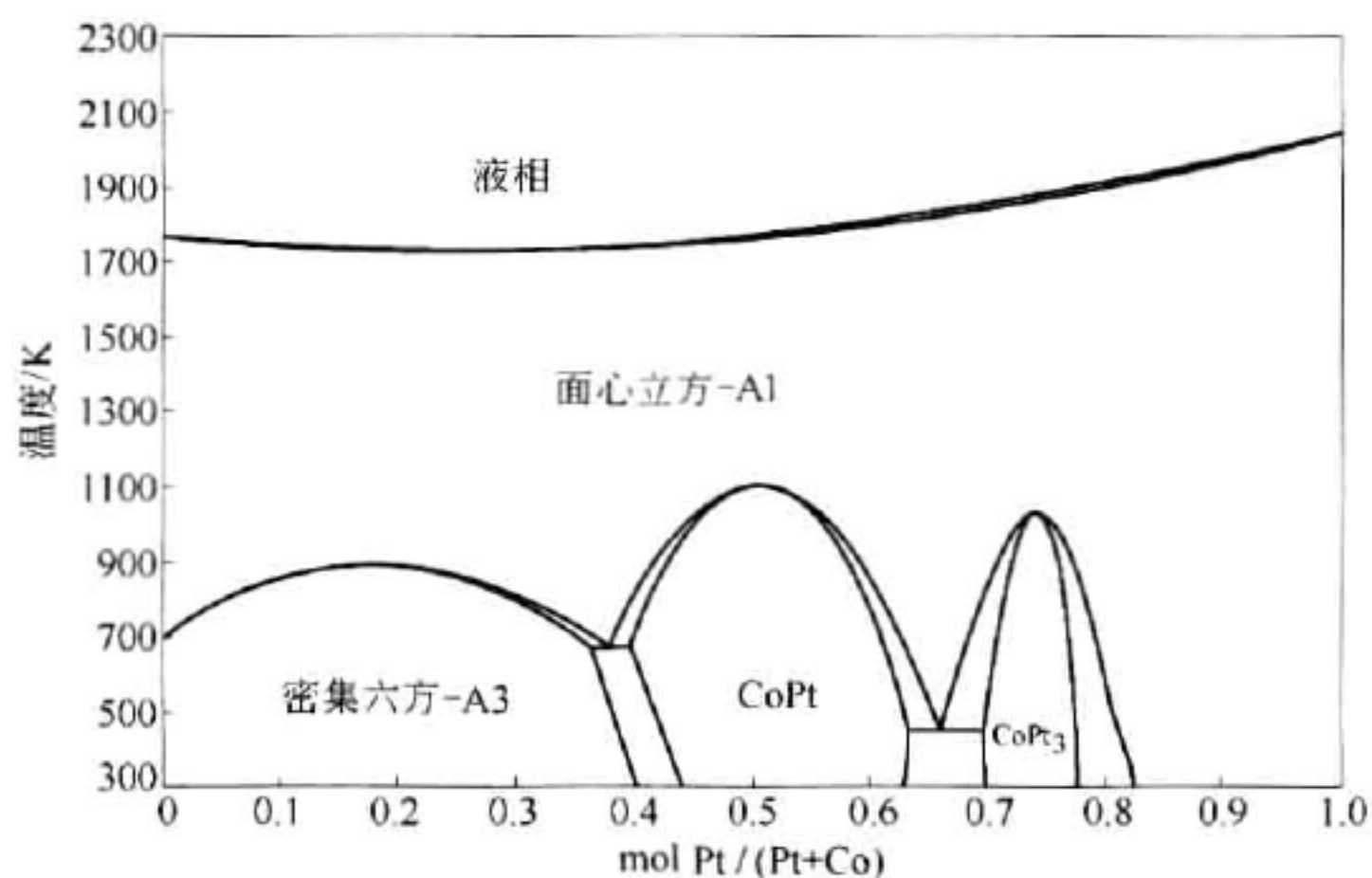


图 4-34 Pt - Co 合金相图

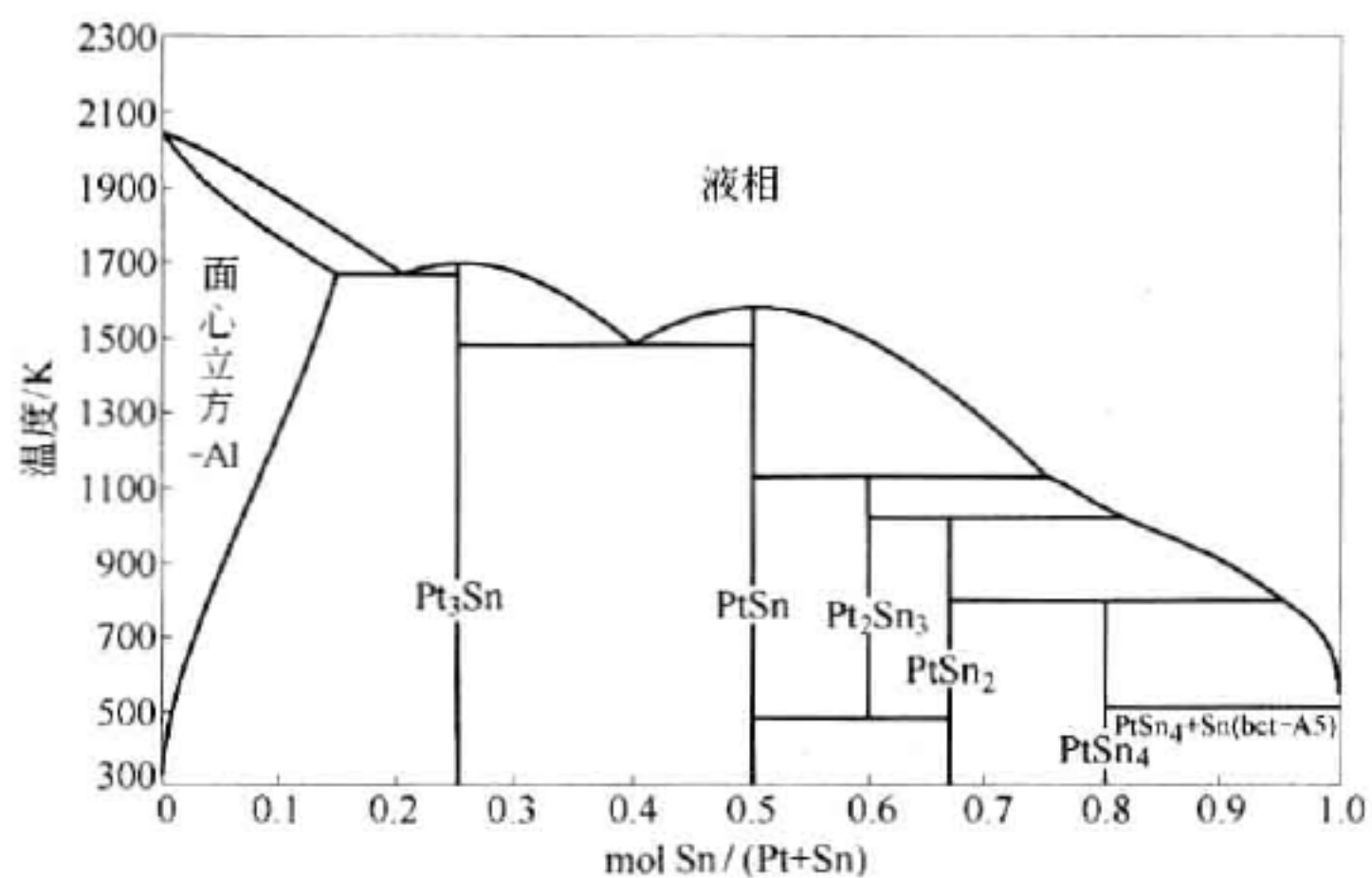


图 4-35 Pt - Sn 合金相图

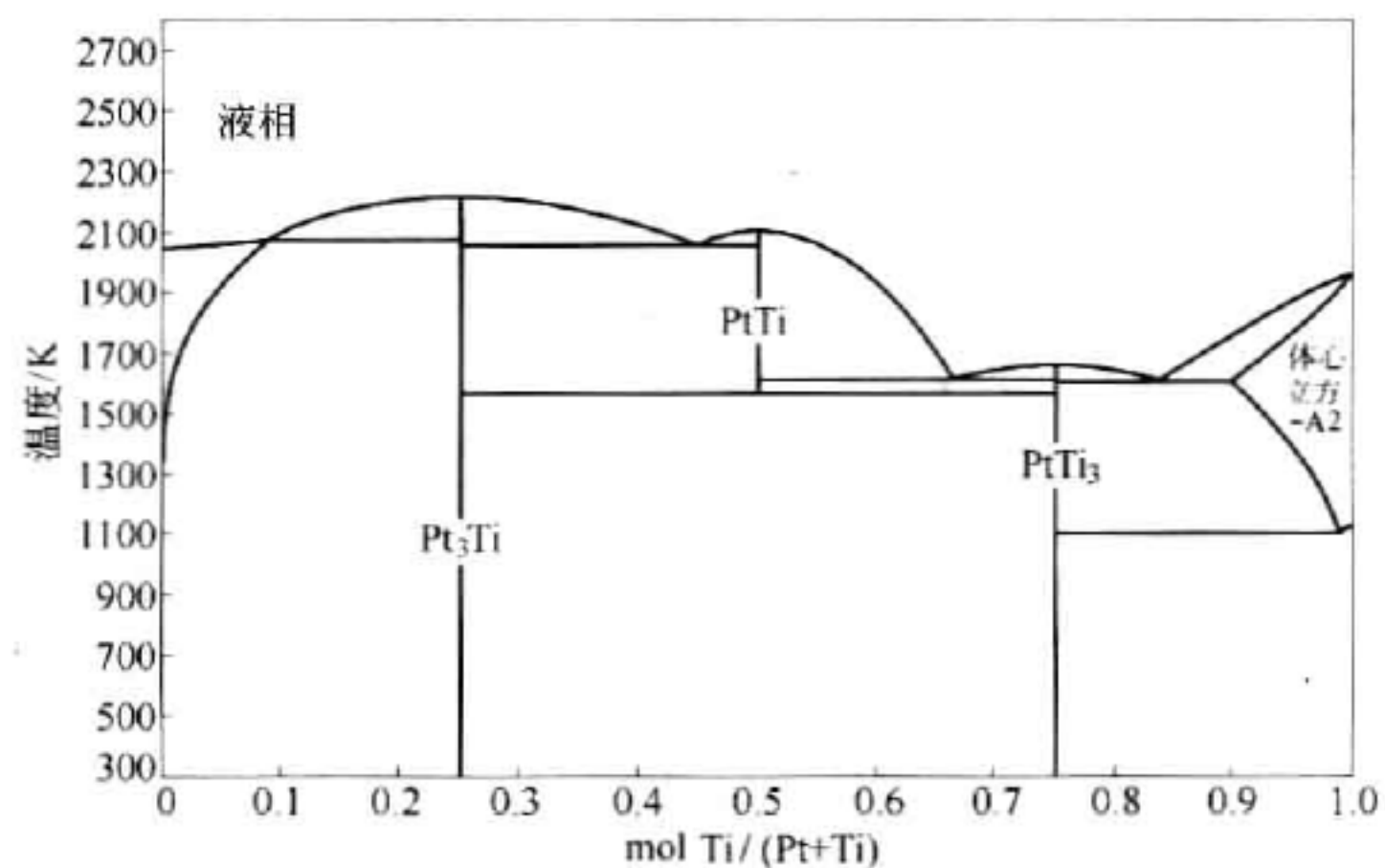


图 4-36 Pt - Ti 合金相图

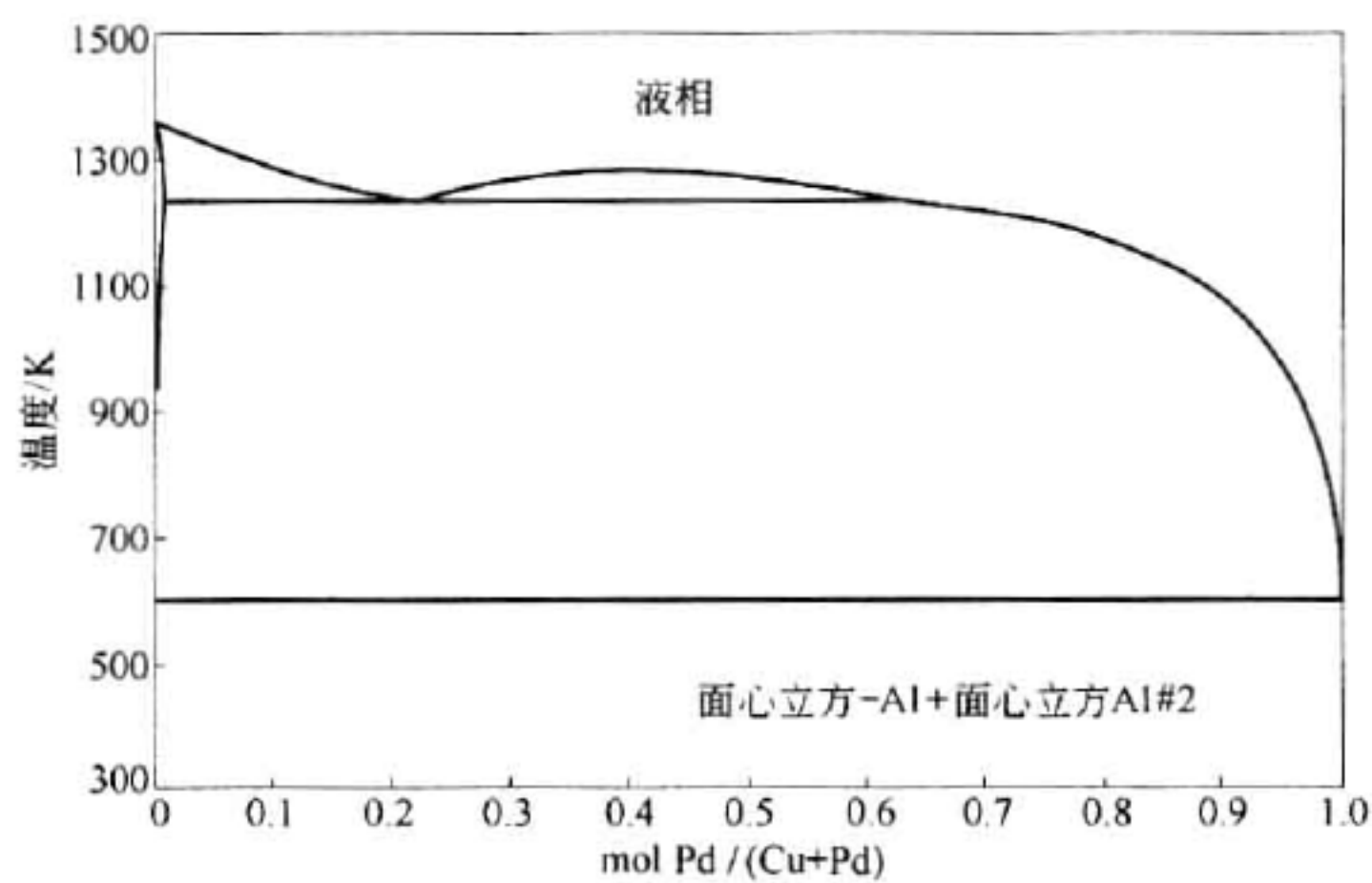


图 4-37 Pd - Cu 合金相图

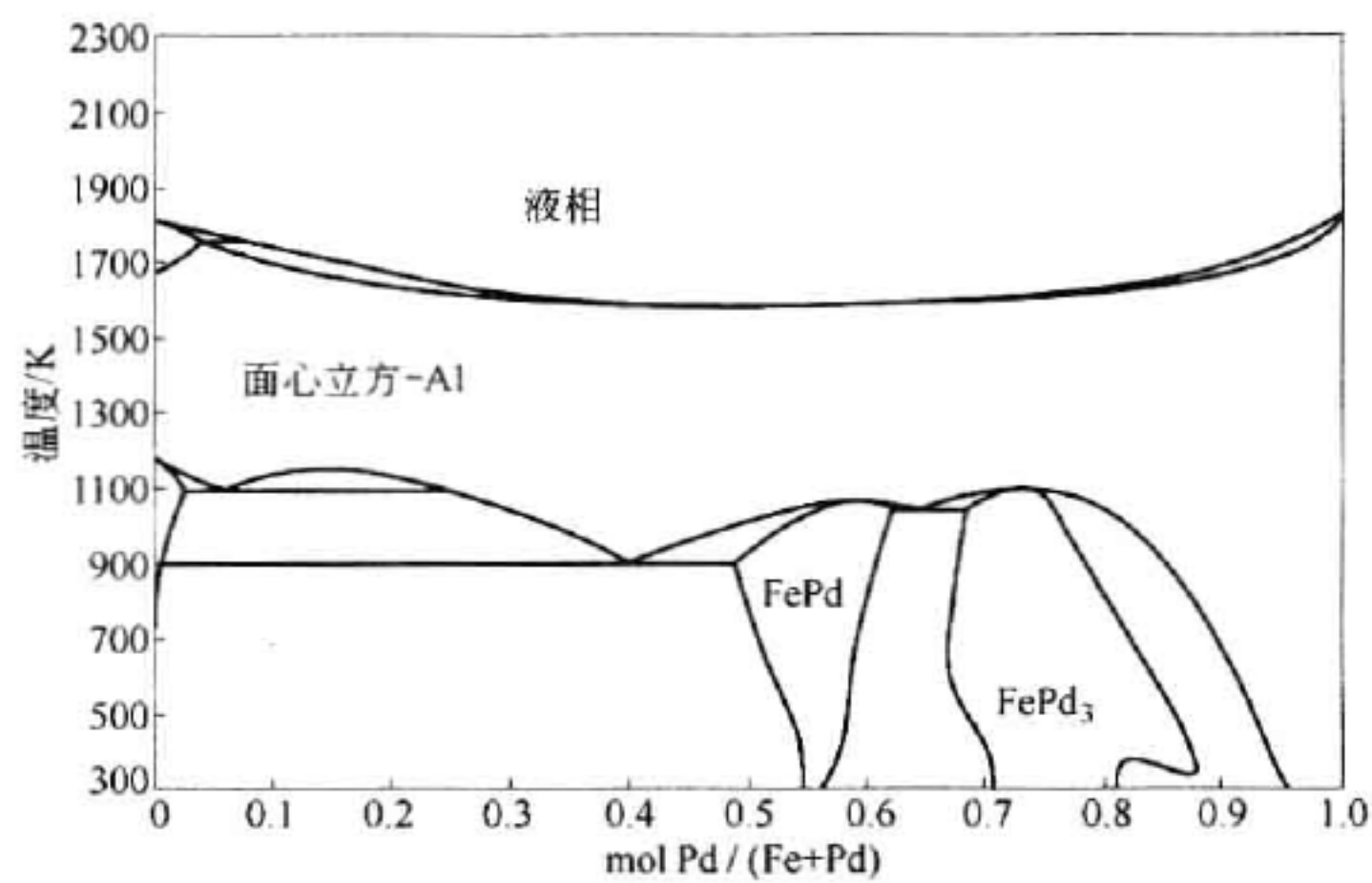


图 4-38 Pd - Fe 合金相图

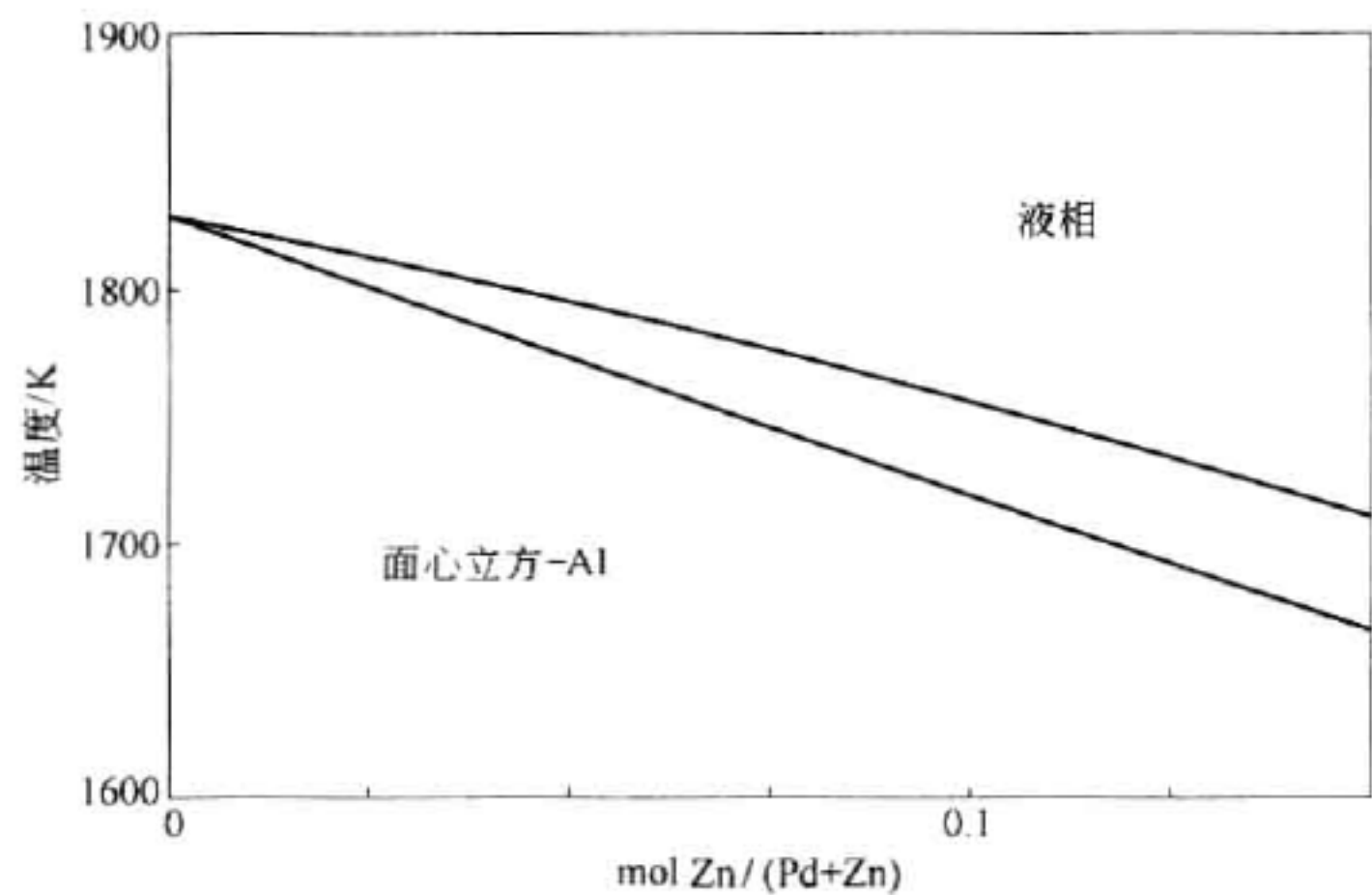


图 4-39 Pd - Zn 合金相图

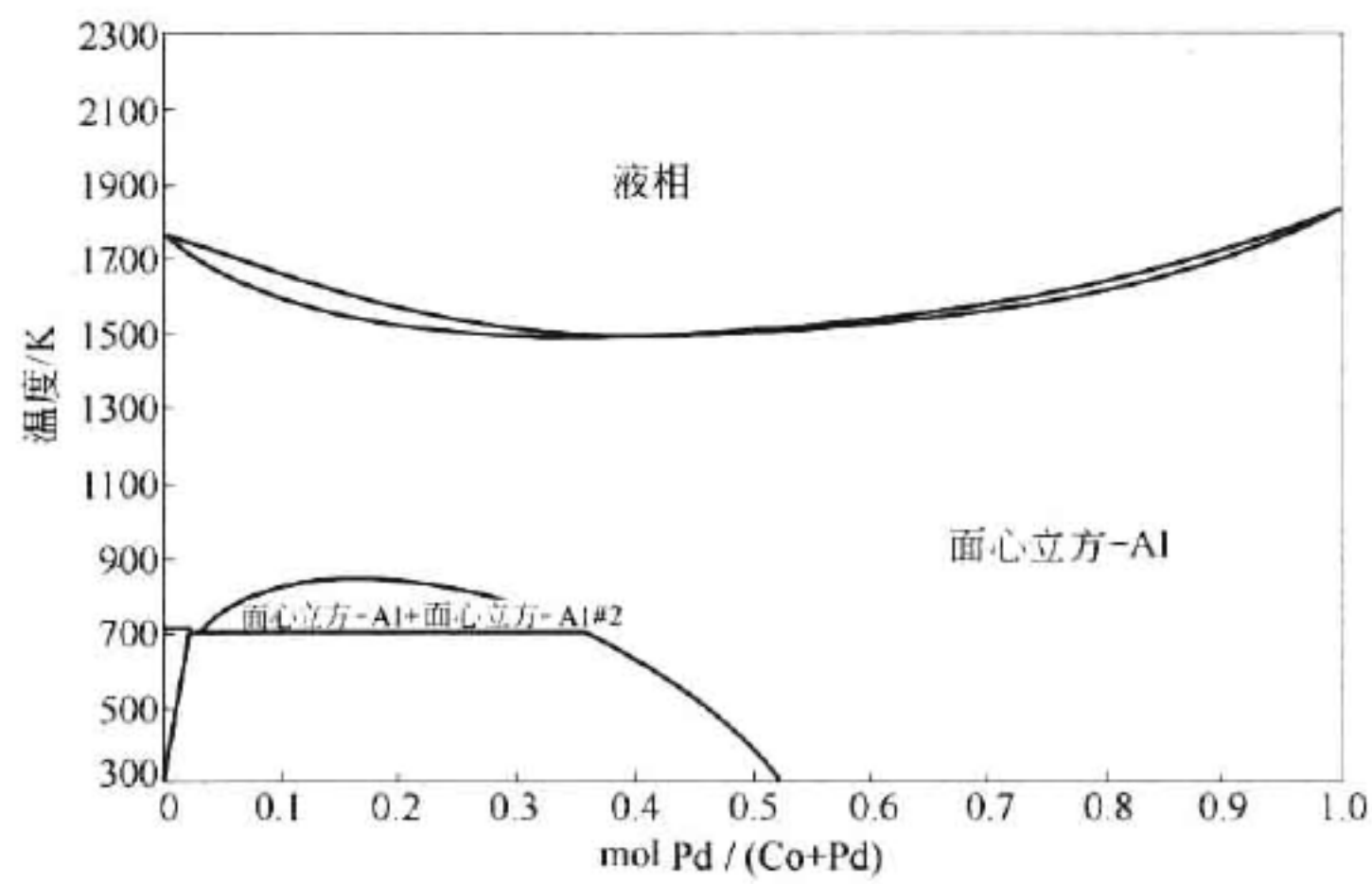


图 4-40 Pd - Co 合金相图

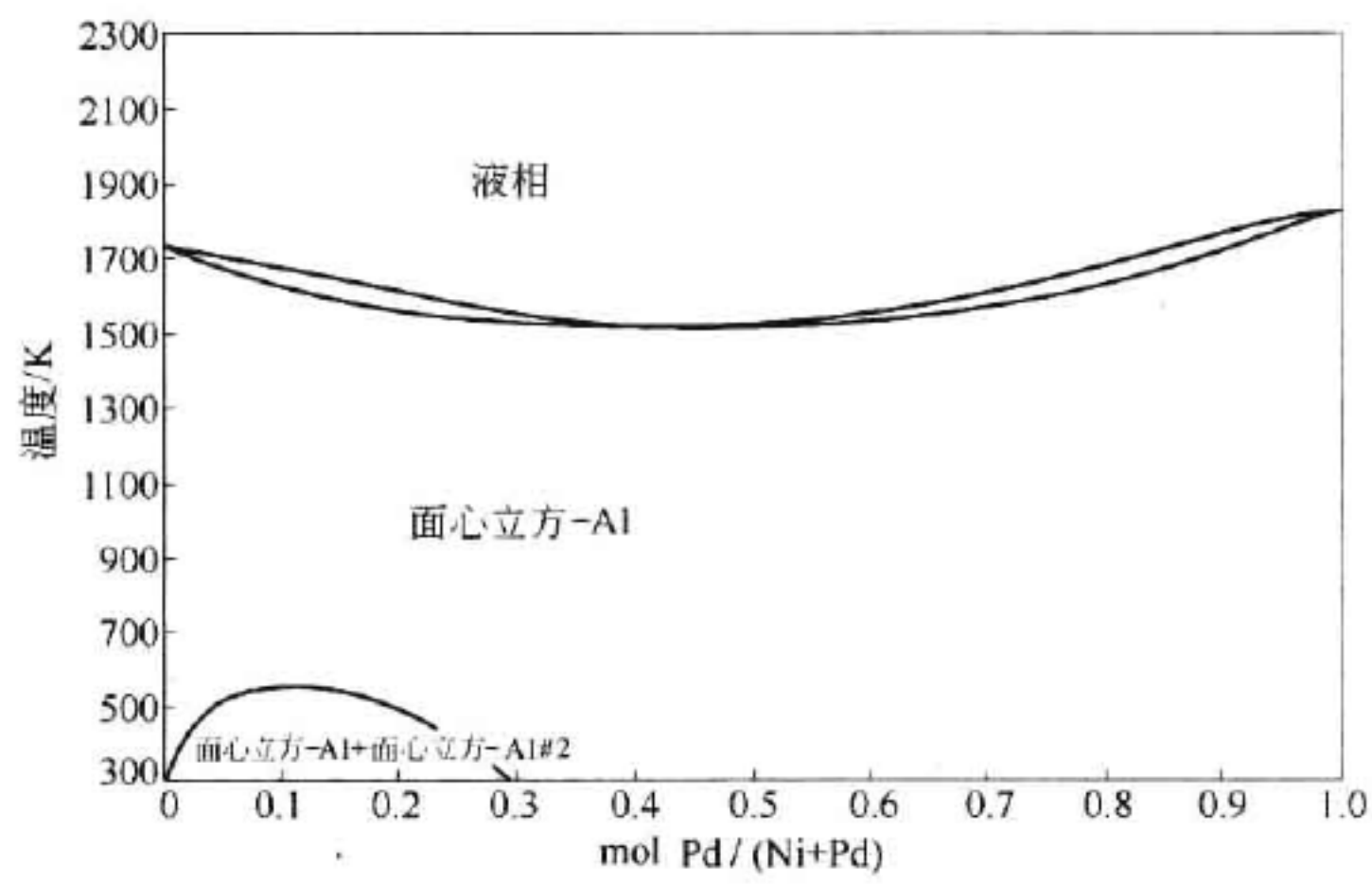


图 4-41 Pd - Ni 合金相图

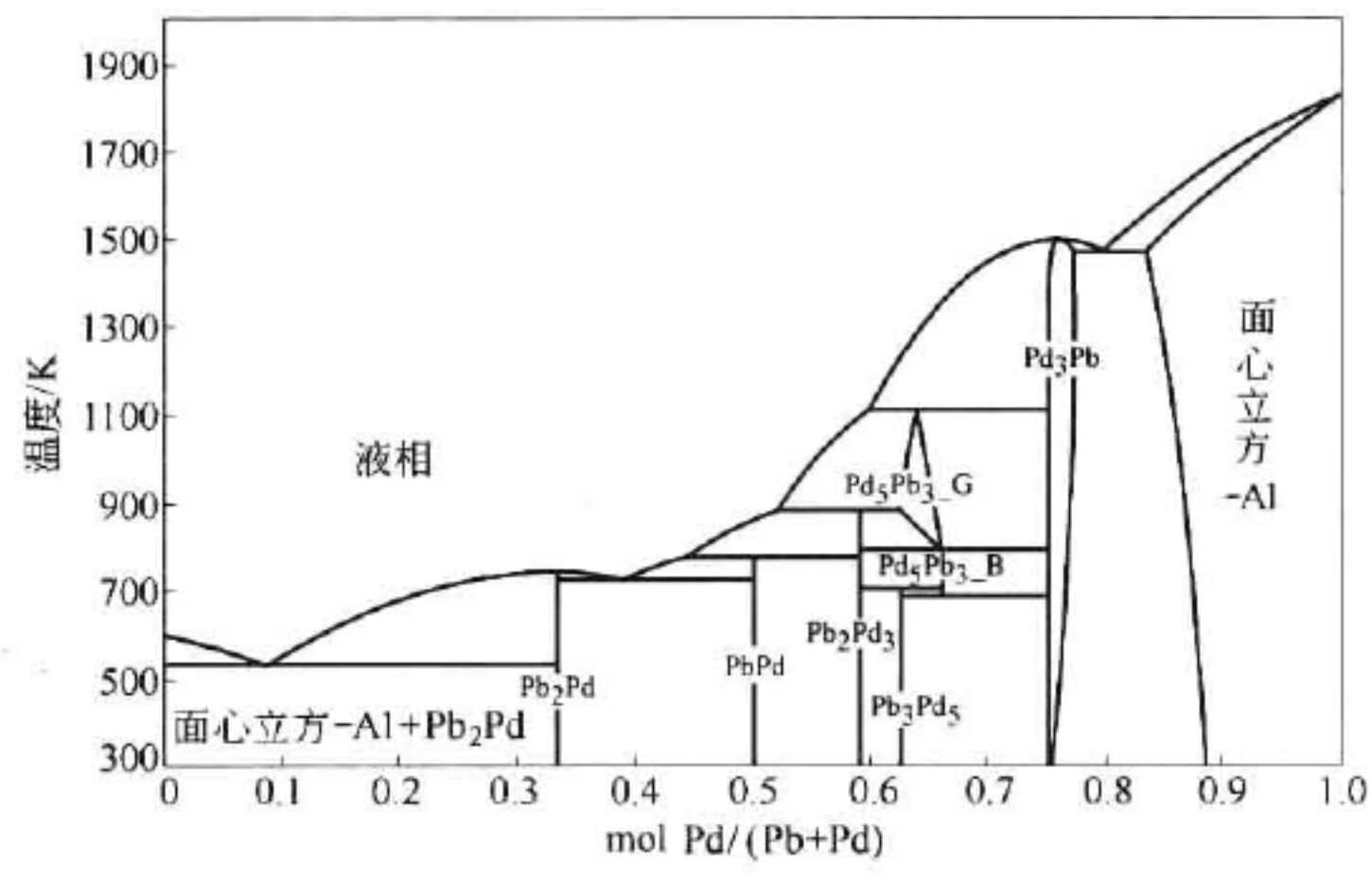


图 4-42 Pd - Pb 合金相图

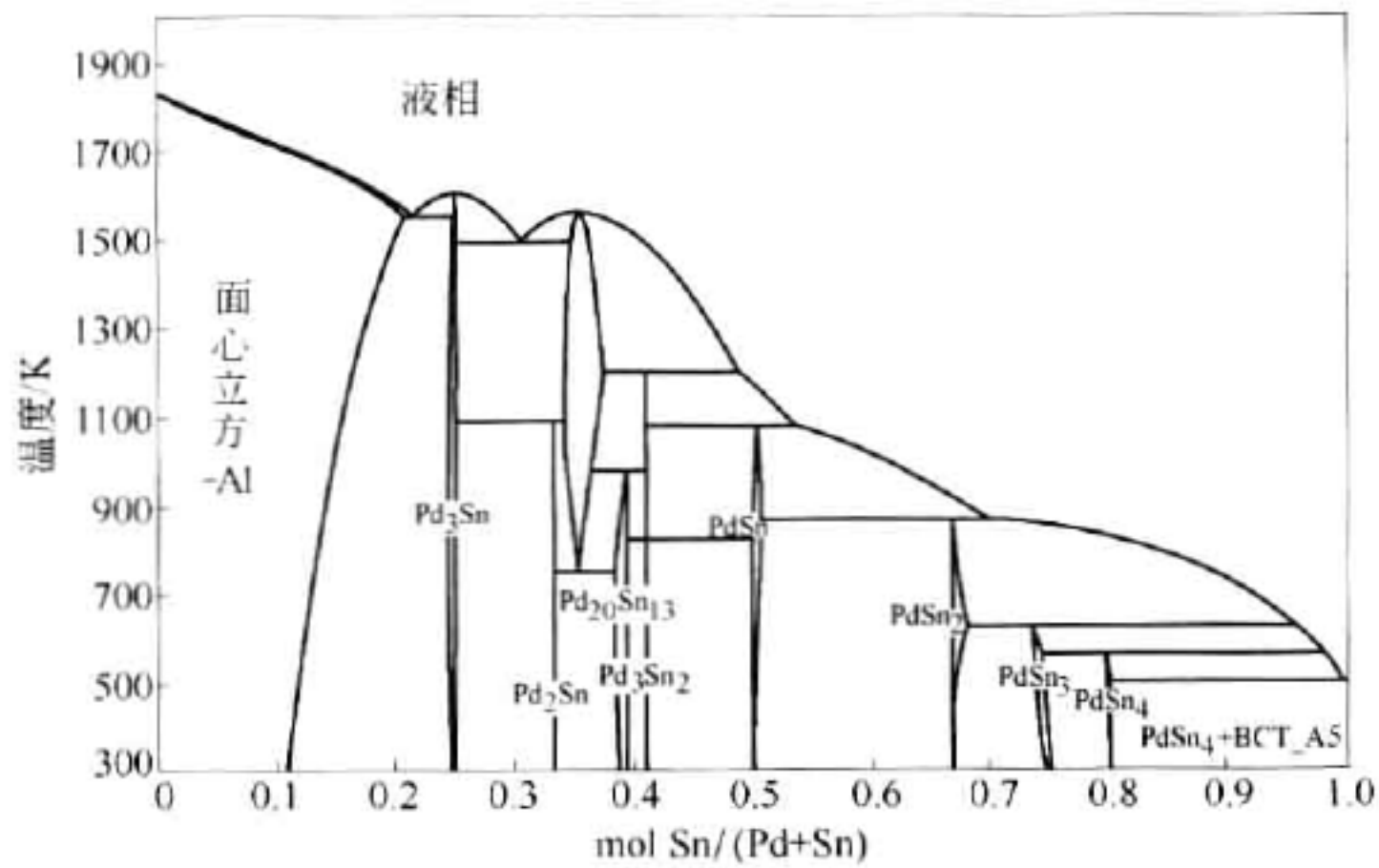


图 4-43 Pd - Sn 合金相图

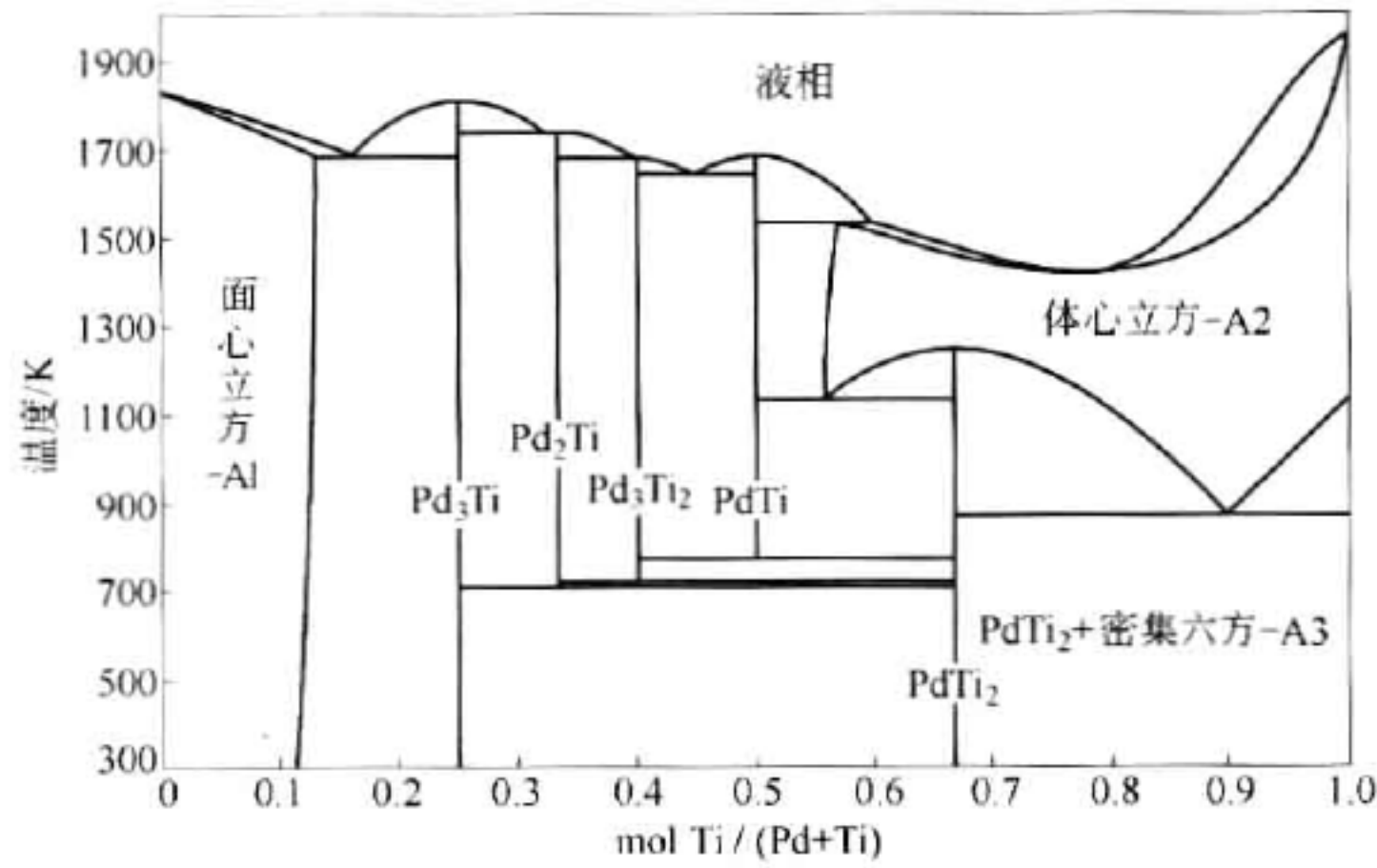


图 4-44 Pd - Ti 合金相图

4.2.2 贵金属与贵金属合金相图

贵金属与贵金属合金相图见图 4-45 ~ 图 4-58。

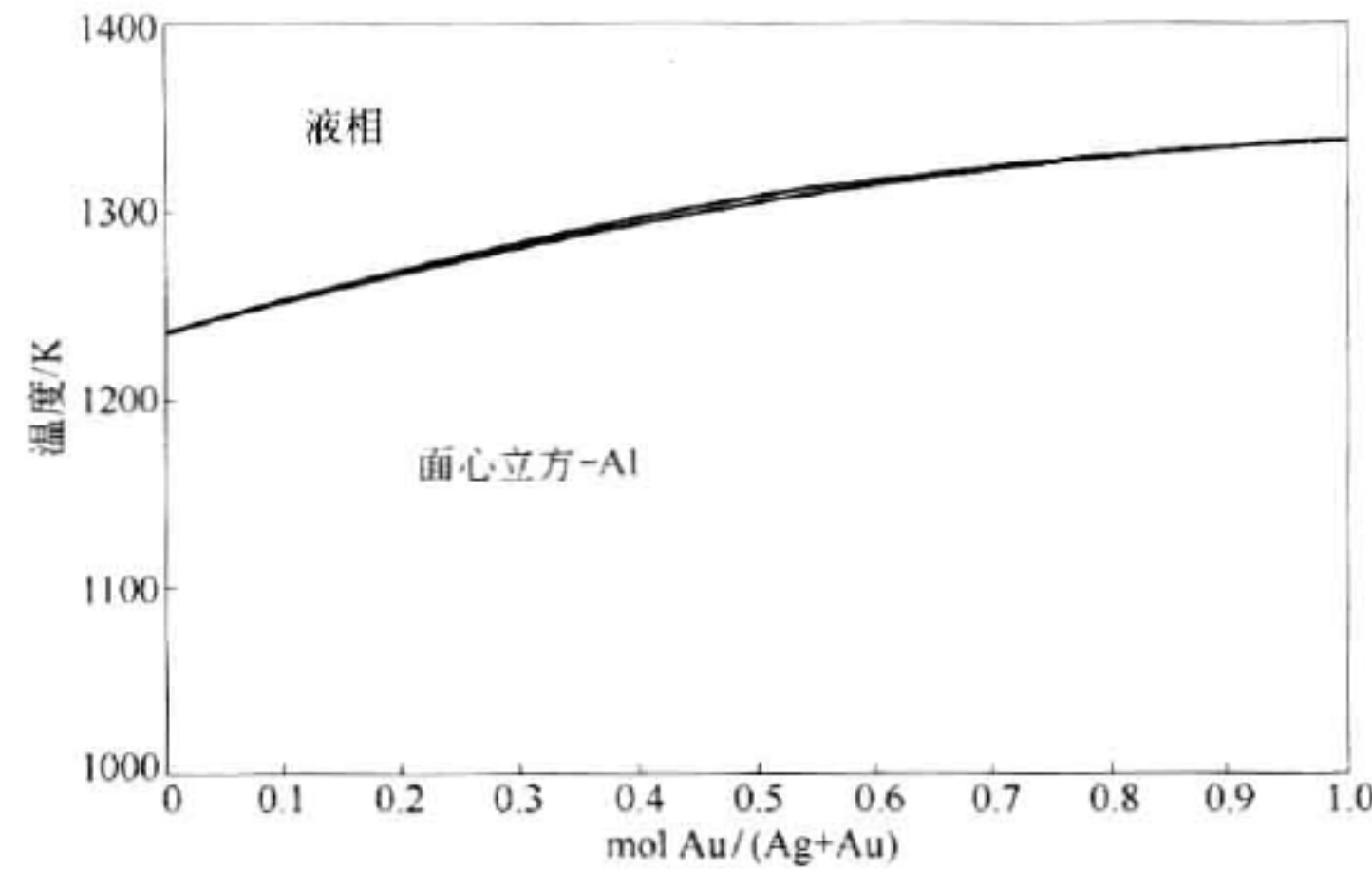


图 4-45 Ag - Au 合金相图

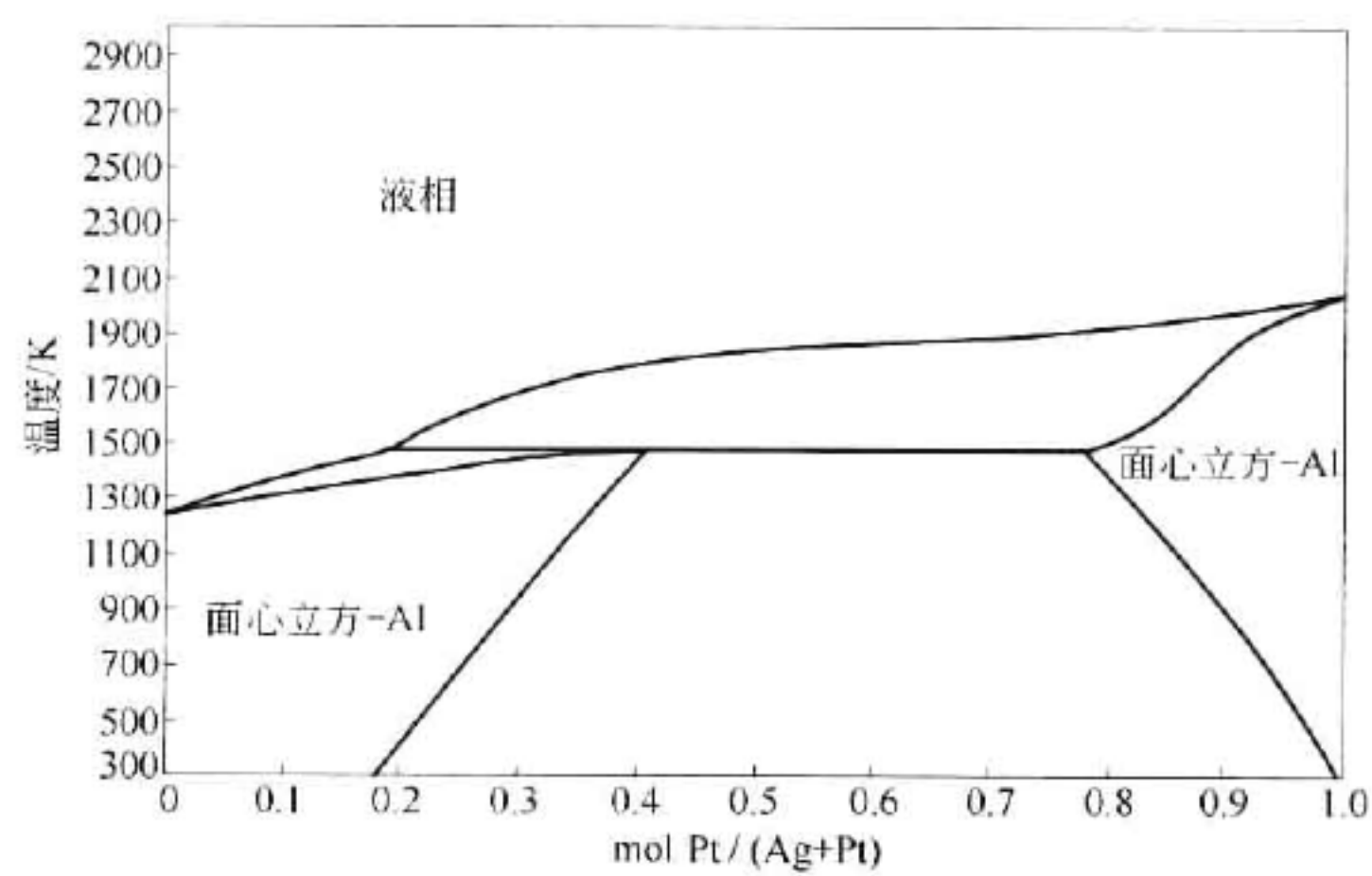


图 4-46 Ag - Pt 合金相图

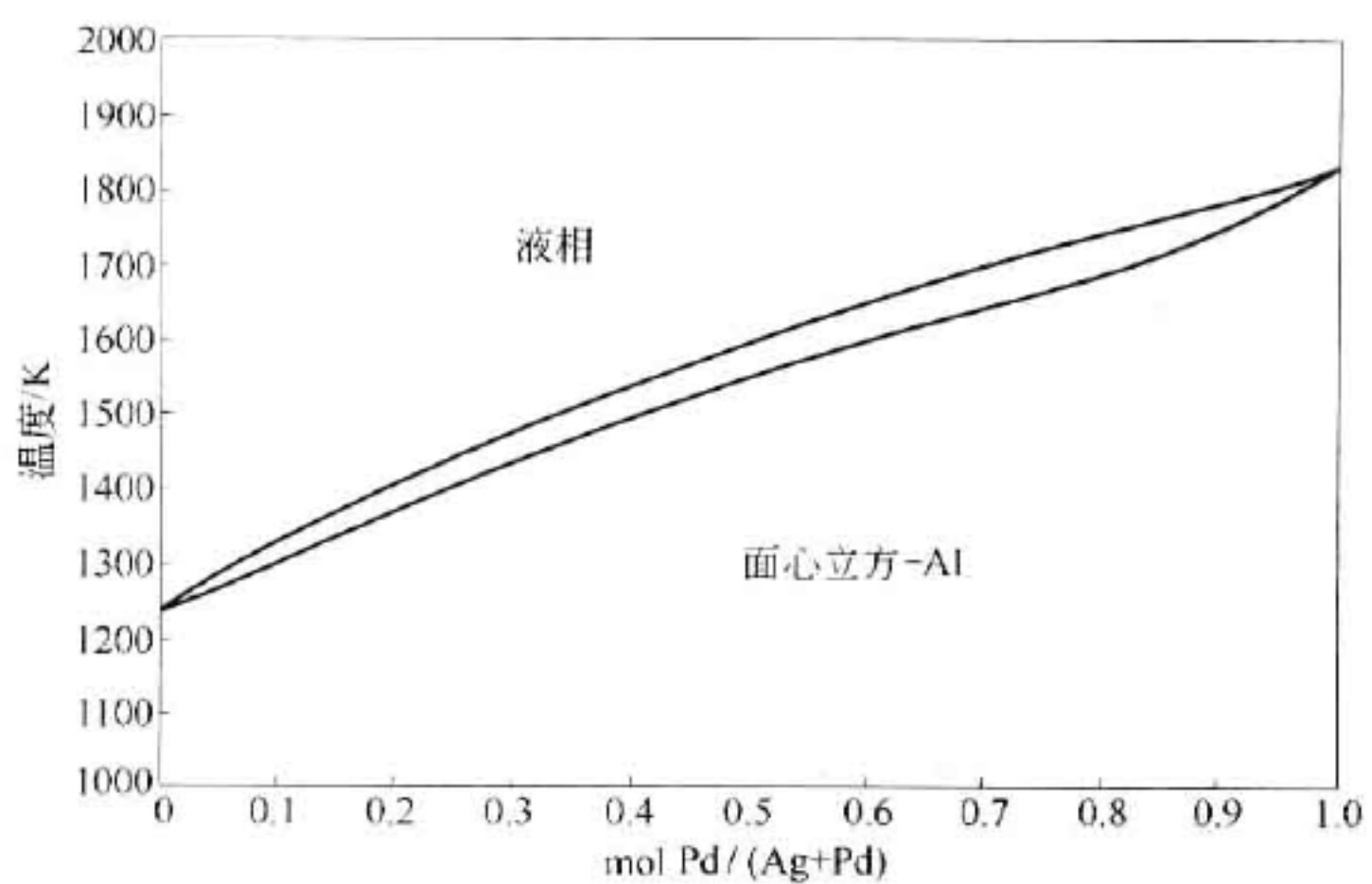


图 4-47 Ag - Pd 合金相图

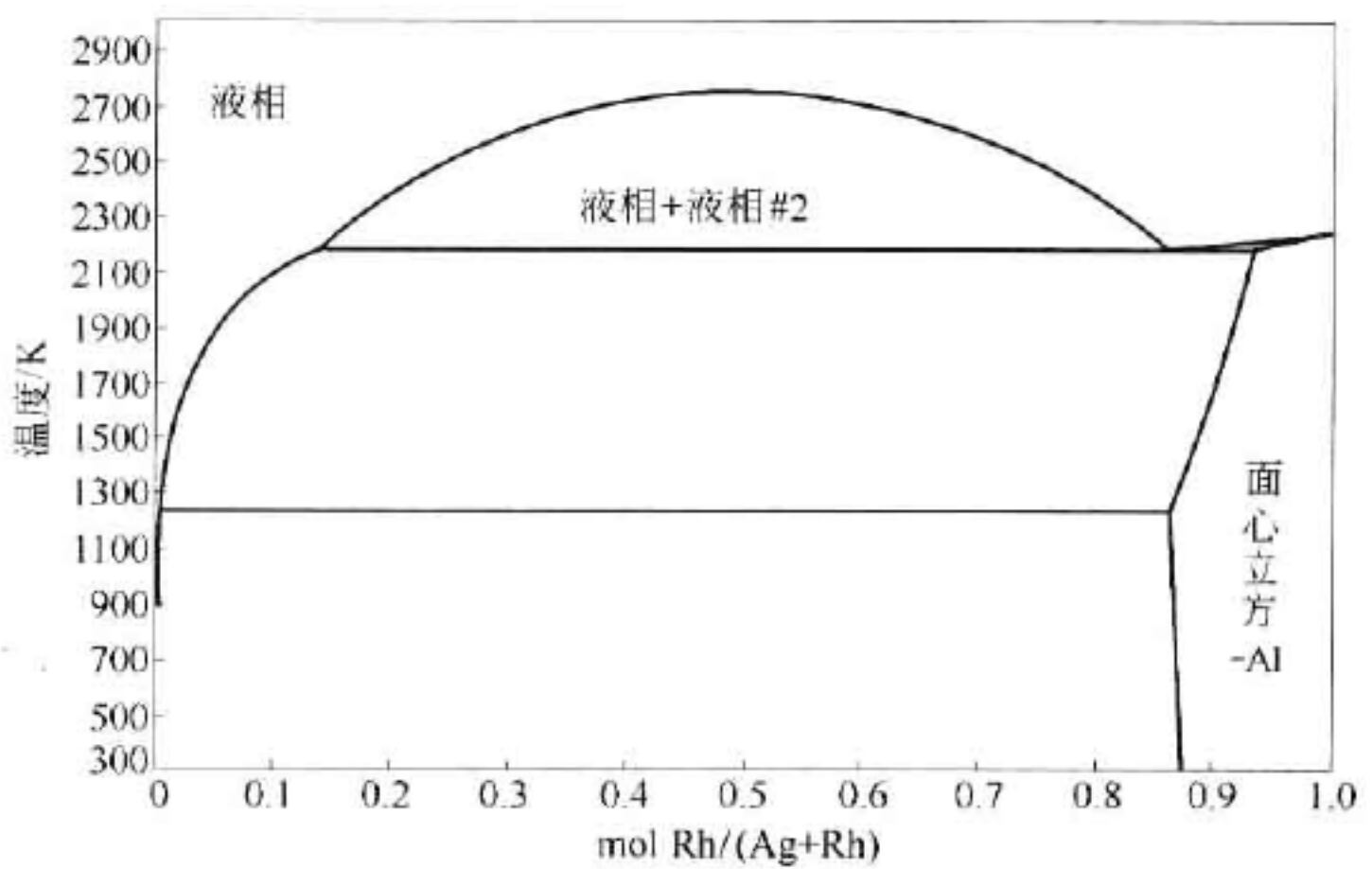


图 4-48 Ag - Rh 合金相图

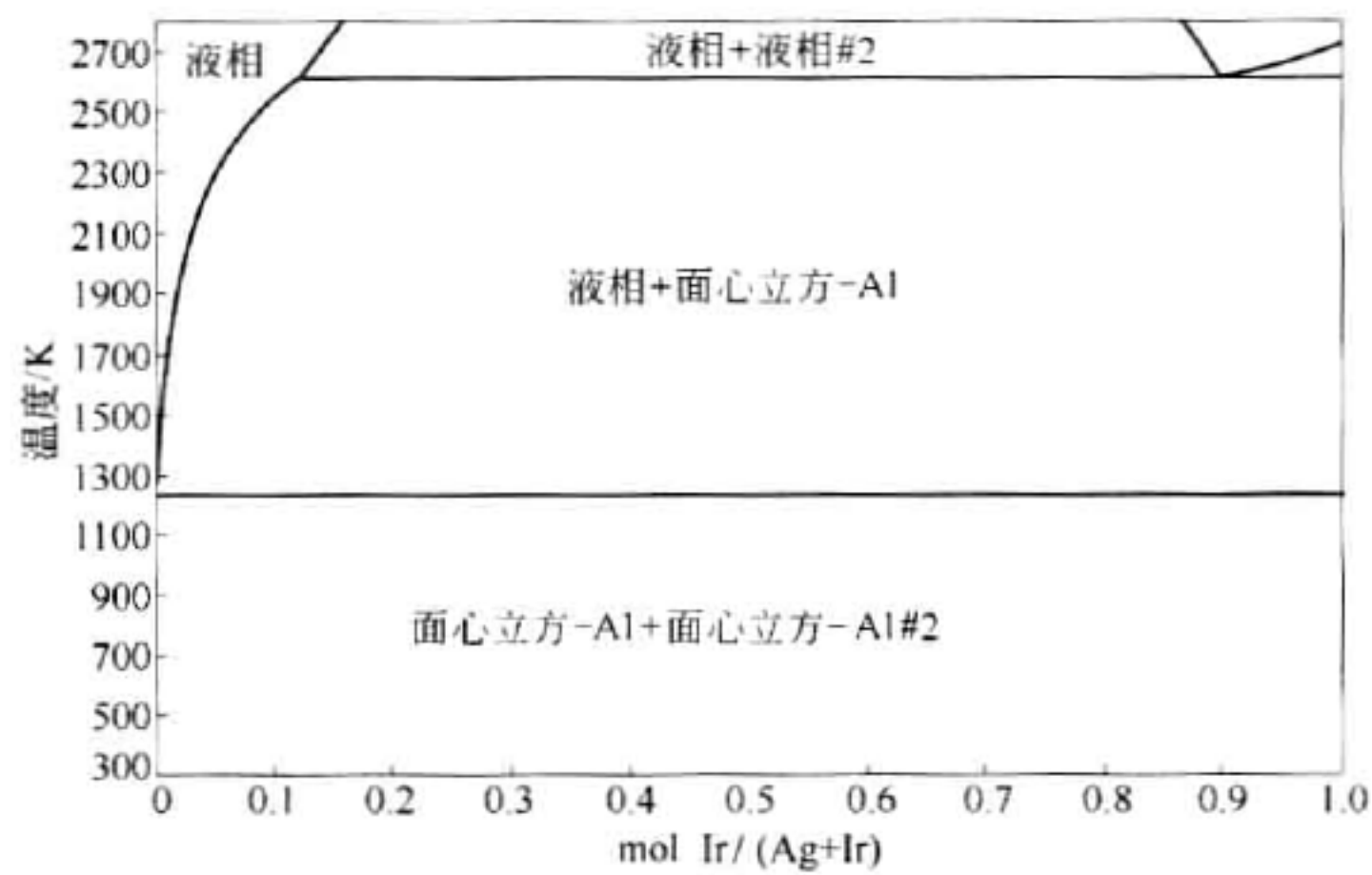


图 4-49 Ag - Ir 合金相图

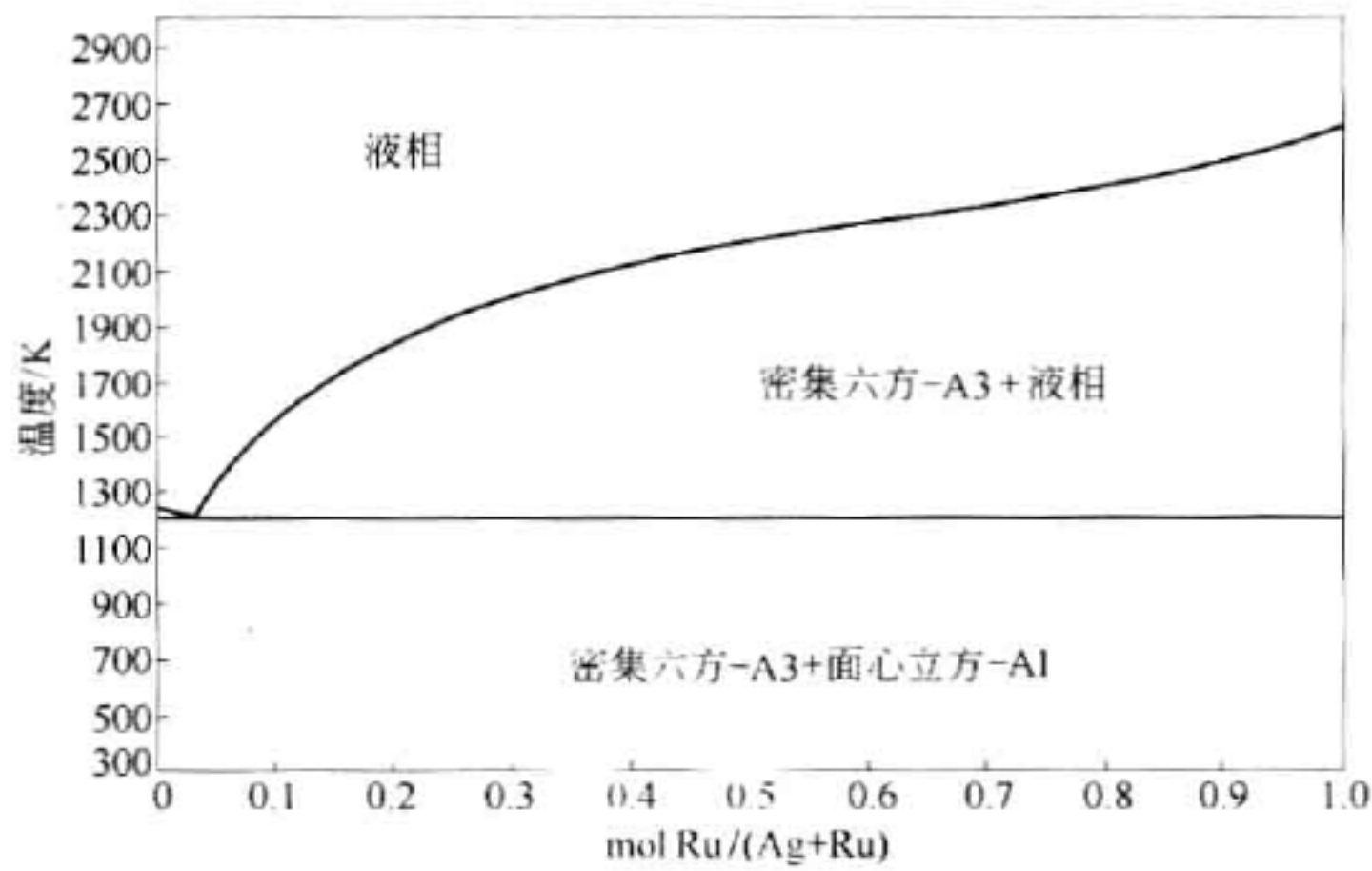


图 4-50 Ag - Ru 合金相图

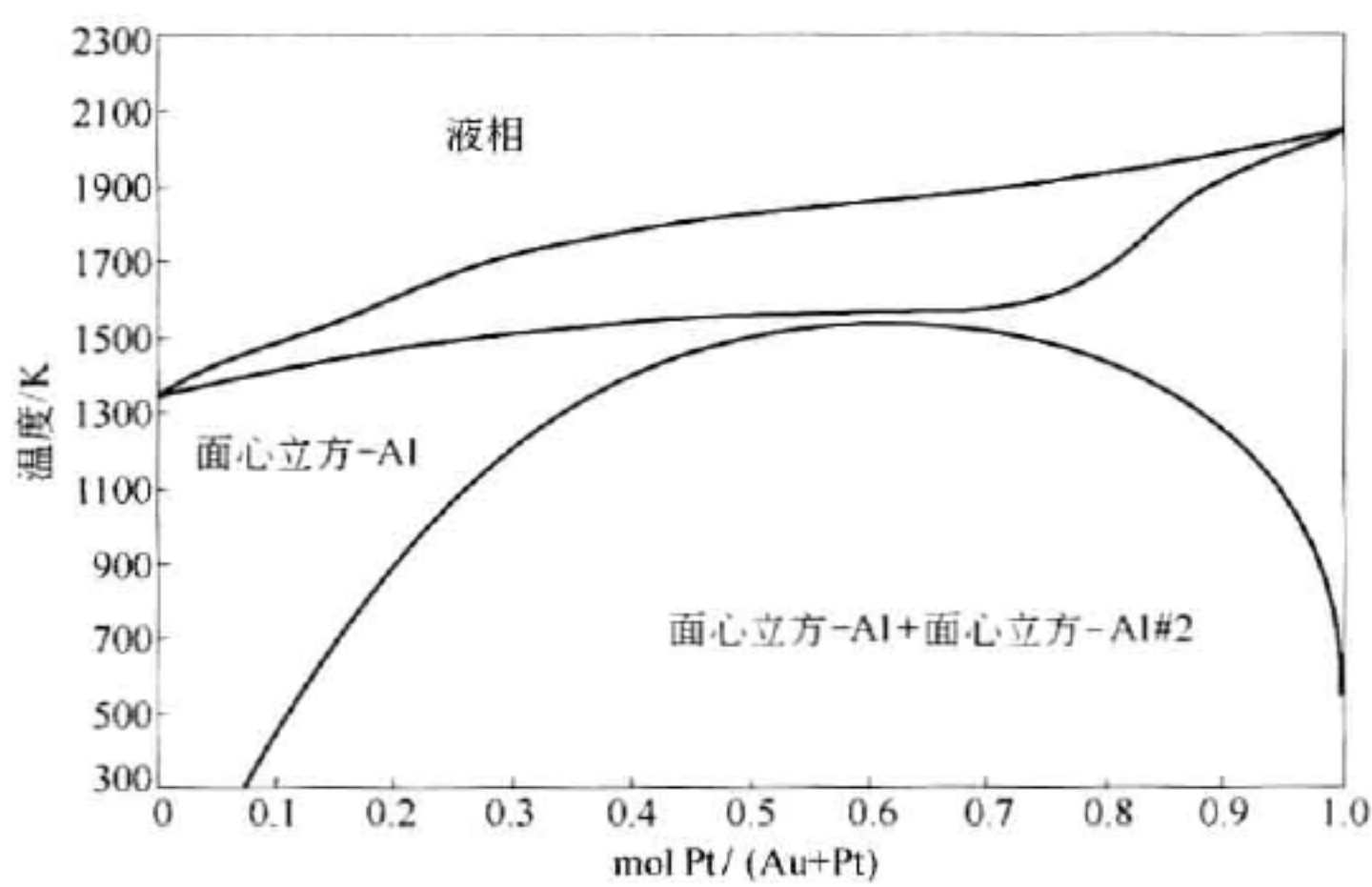


图 4-51 Au - Pt 合金相图

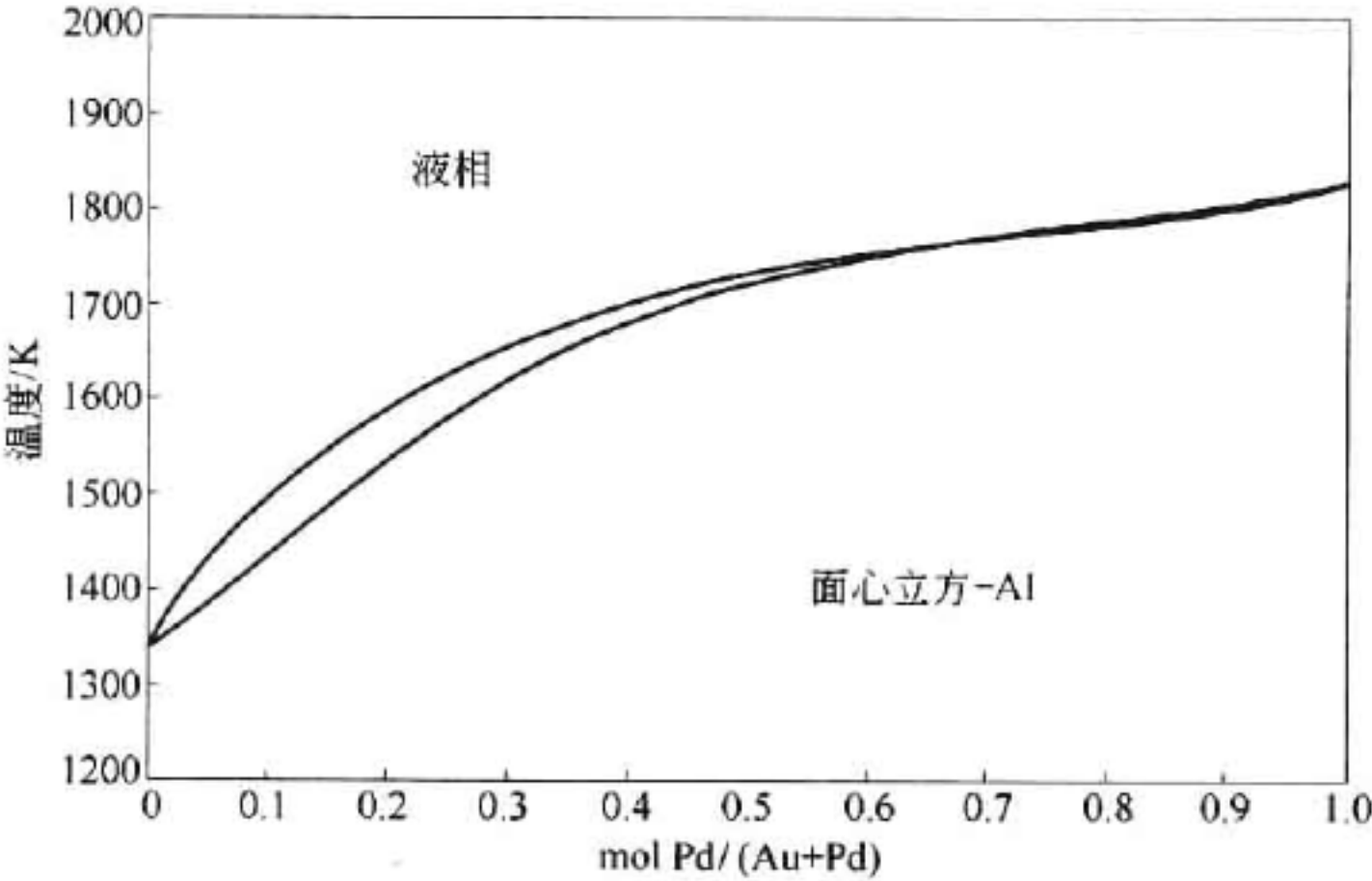


图 4-52 Au - Pd 合金相图

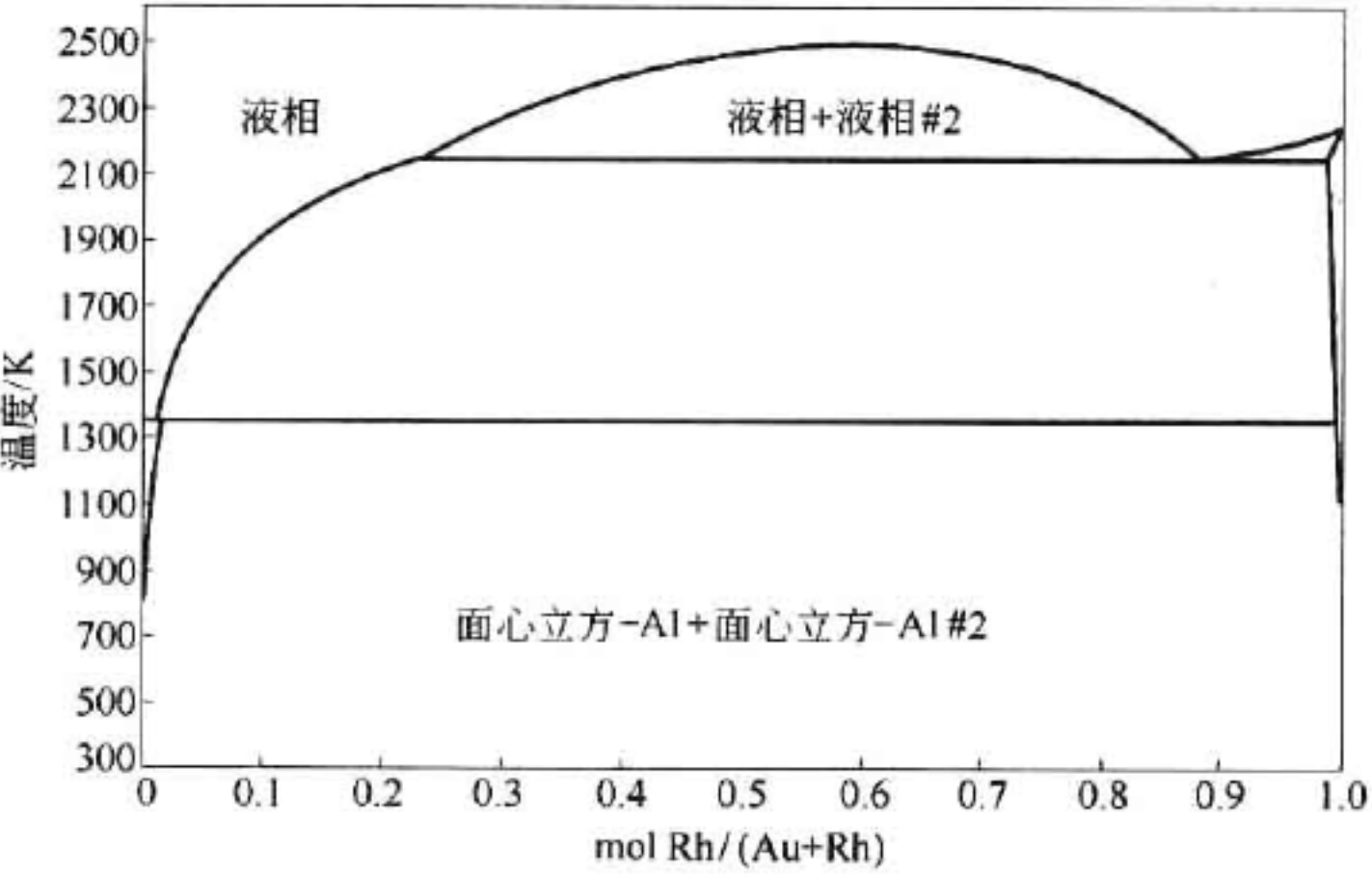


图 4-53 Au - Rh 合金相图

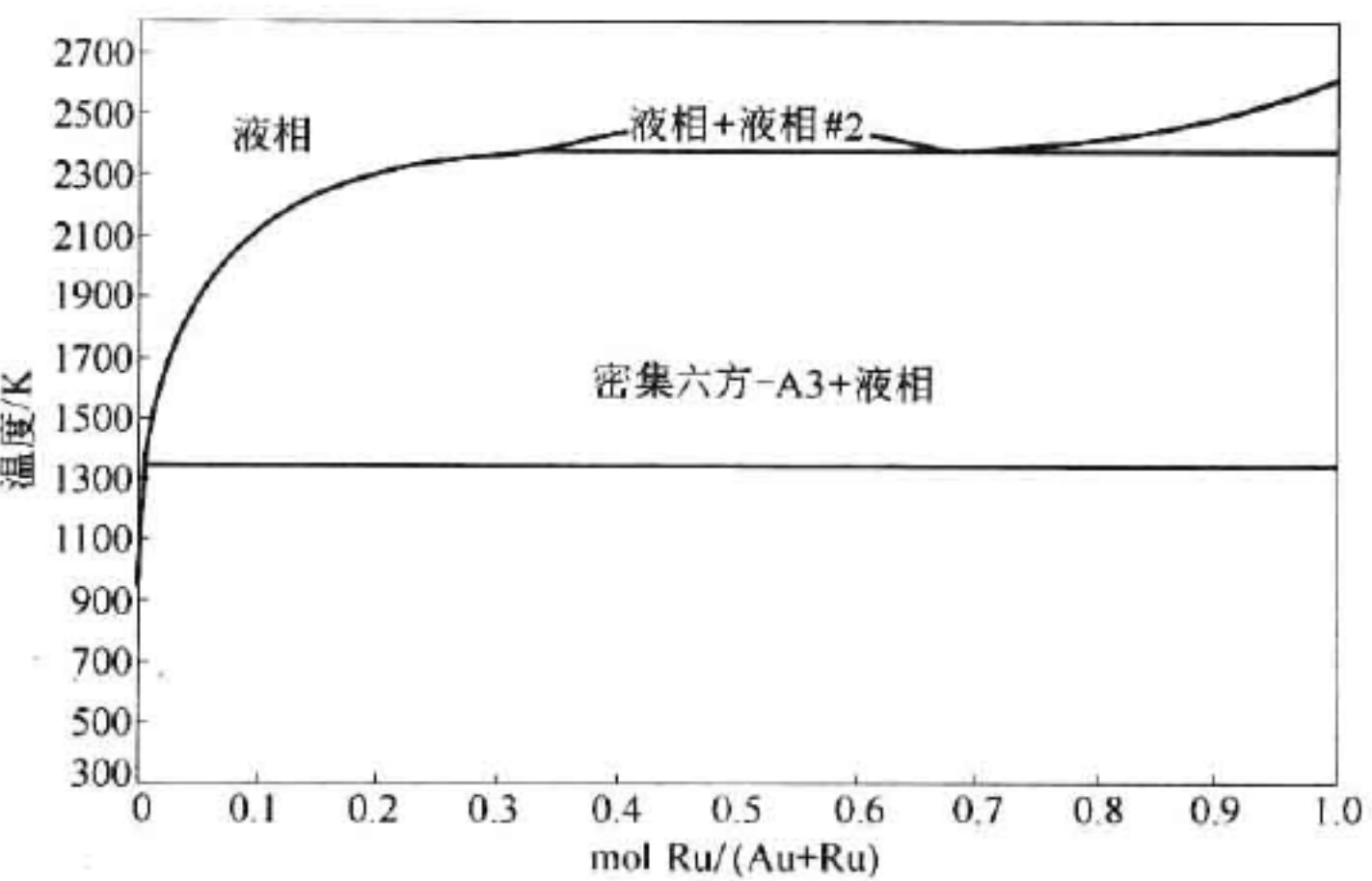


图 4-54 Au - Ru 合金相图

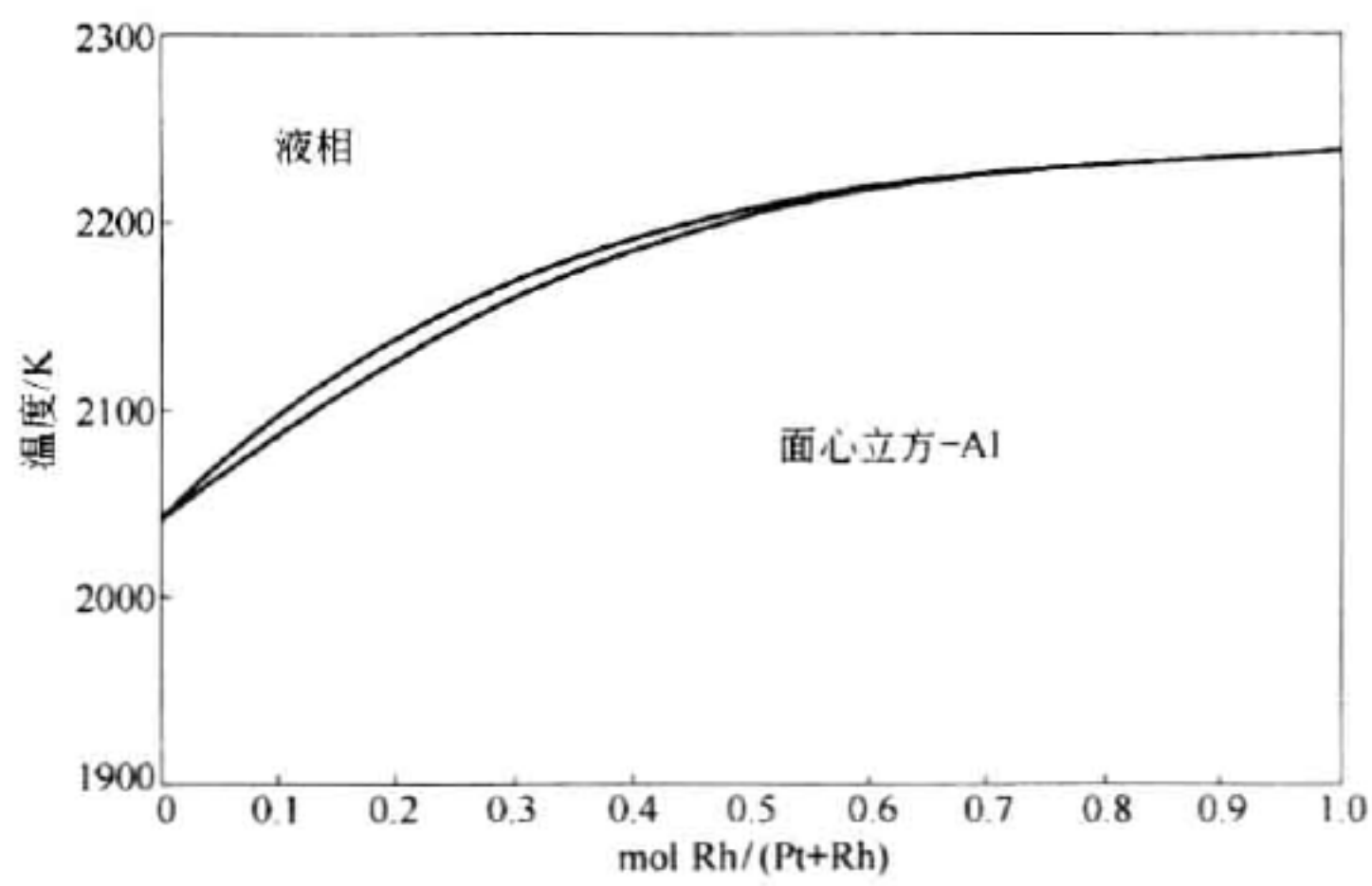


图 4-55 Pt - Rh 合金相图

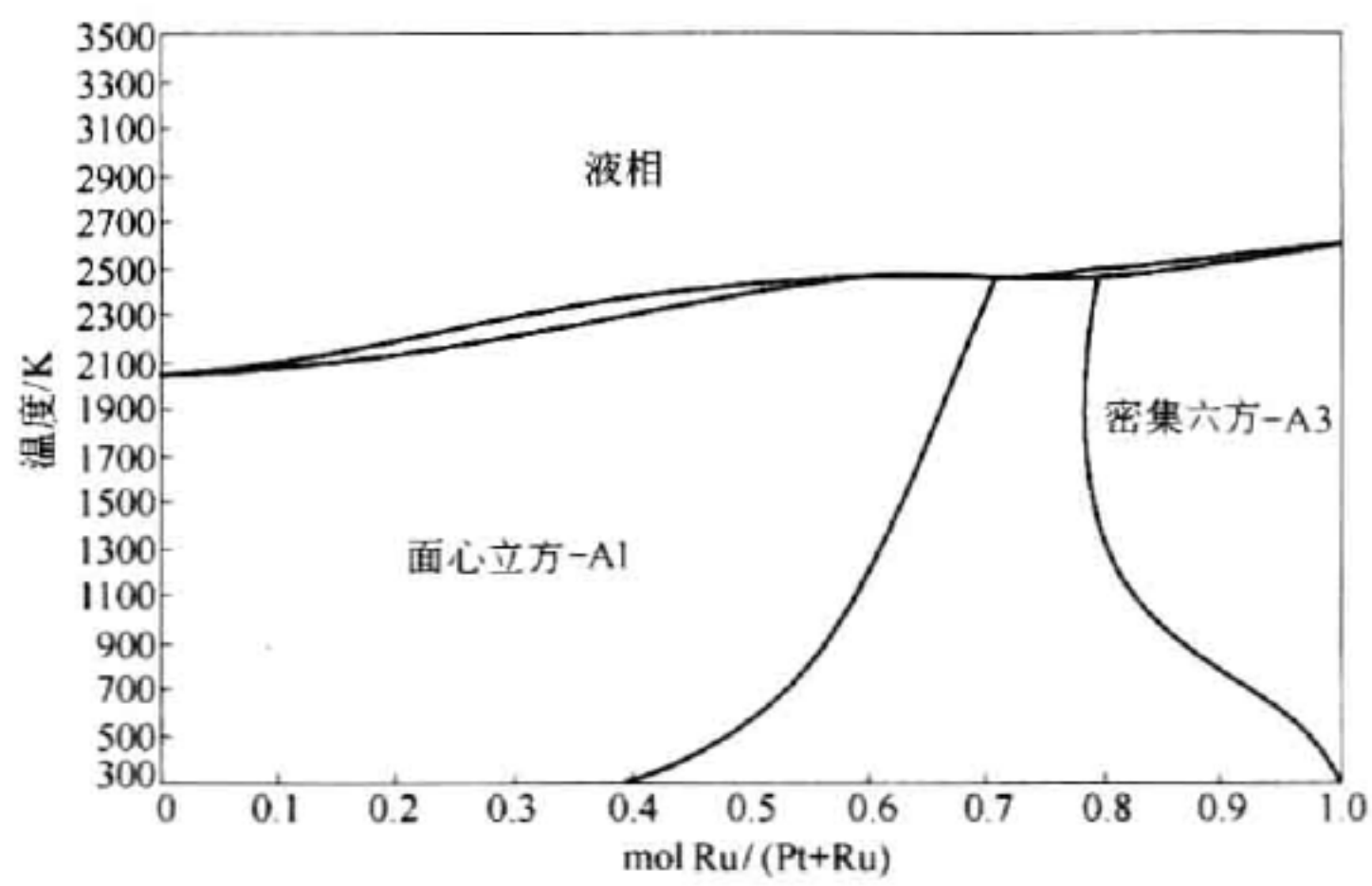


图 4-56 Pt - Ru 合金相图

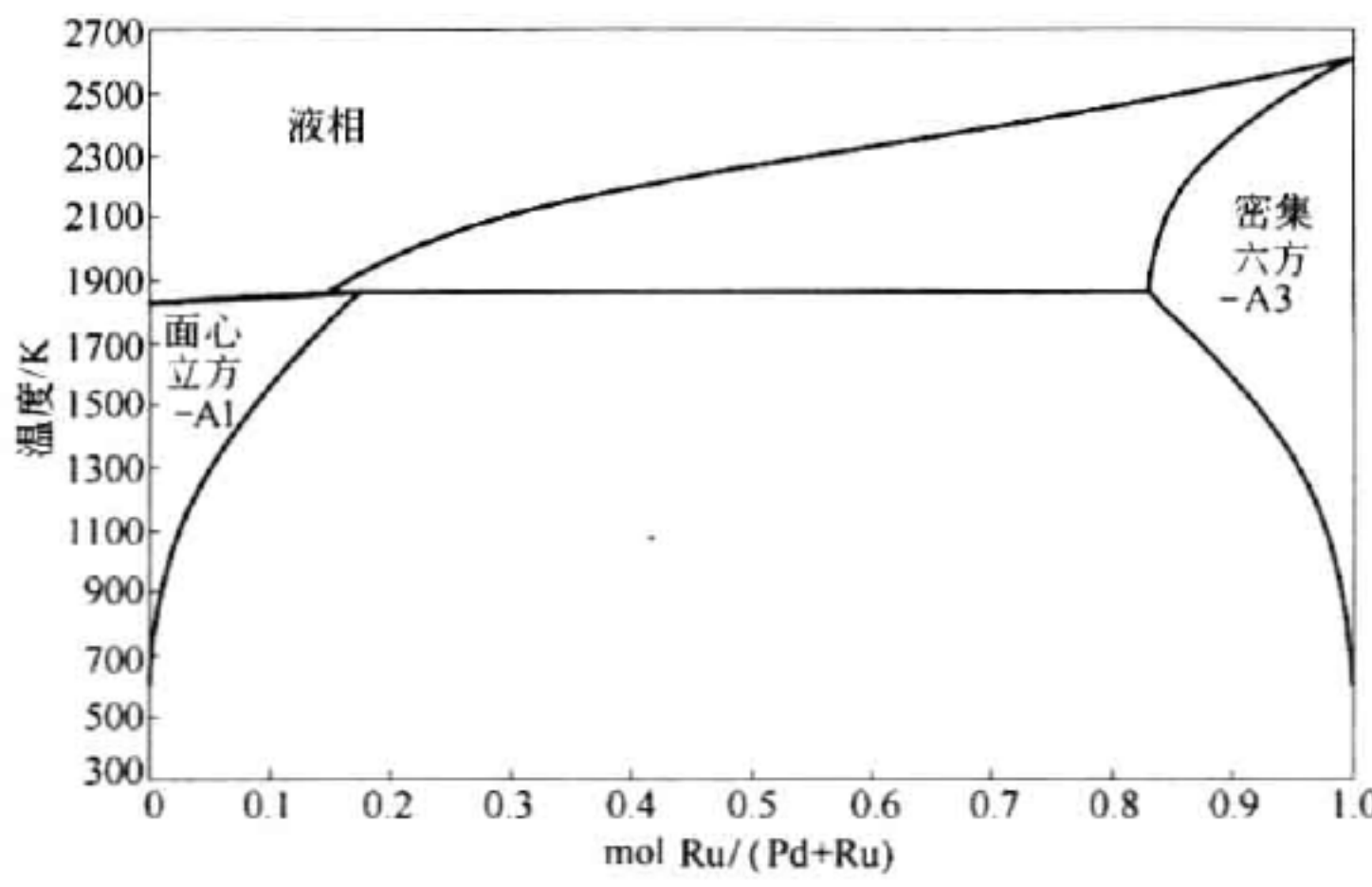


图 4-57 Pd - Ru 合金相图

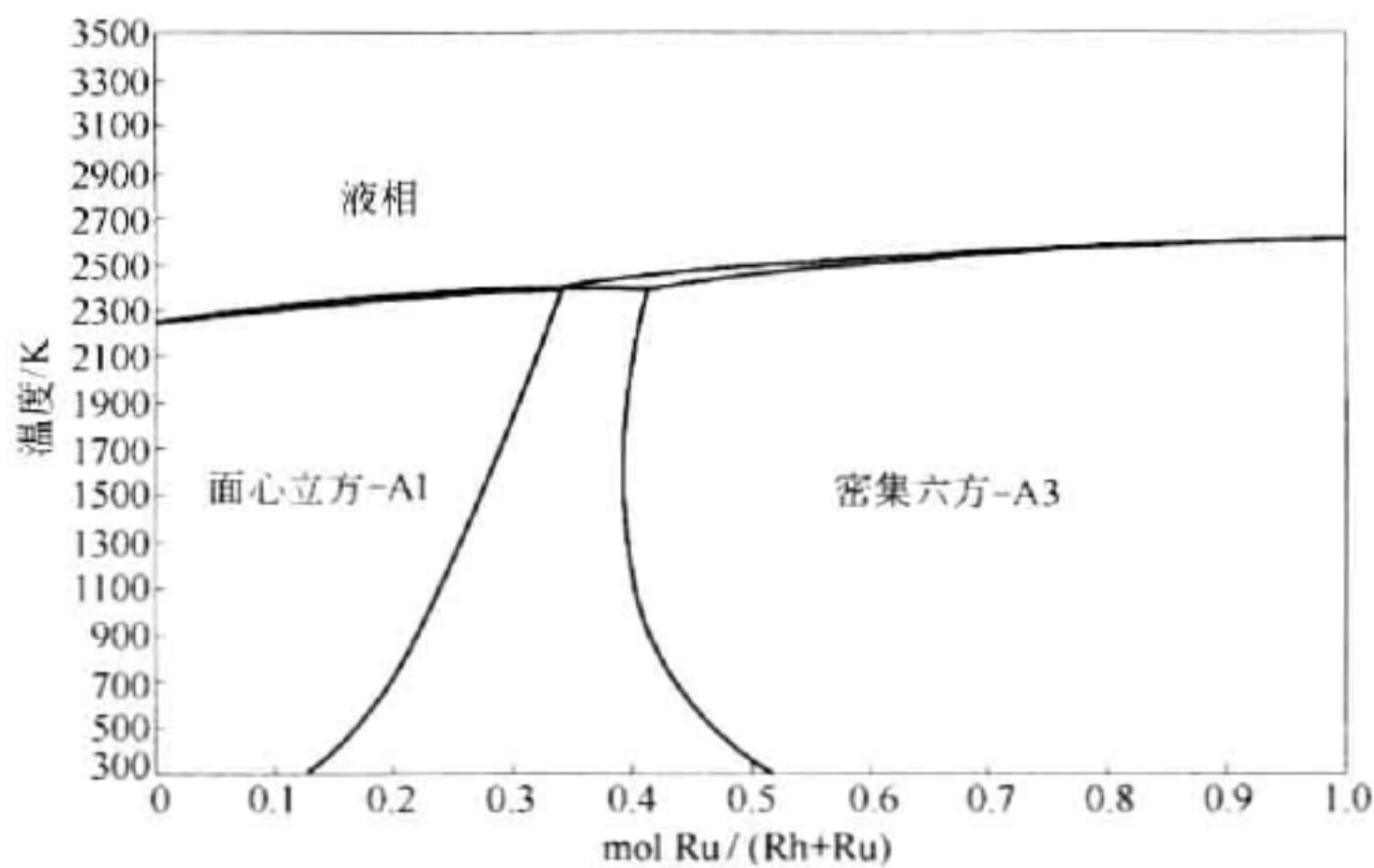


图 4-58 Rh - Ru 合金相图

参 考 文 献

[1] 赵怀志, 宁远涛. 金[M]. 长沙: 中南大学出版社, 2003.

[2] 宁远涛, 赵怀志. 银[M]. 长沙: 中南大学出版社, 2005.

[3] 杨如增, 廖宗廷. 首饰贵金属材料及工艺学[M]. 上海: 同济大学出版社, 2002.

[4] 陈景, 张永俐, 李关芳. 贵金属——周期表中一族璀璨的元素[M]. 北京: 清华大学出版社, 暨南大学出版社, 2002.

[5] 孙骥. 金银生产与应用知识问答[M]. 北京: 冶金工业出版社, 2004.

[6] 金永铎. 黄金知识概览[M]. 北京: 冶金工业出版社, 1994.

[7] 黎鼎鑫. 贵金属材料学[M]. 长沙: 中南工业大学出版社, 1989: 1 ~ 57.

[8] 黎鼎鑫, 王永录. 贵金属提取与精炼(修订版)[M]. 长沙: 中南大学出版社, 2001: 70 ~ 86.

[9] 何纯孝, 周月华. 贵金属合金相图第一补编[M]. 北京: 冶金工业出版社, 1990: 1 ~ 119.

[10] 周全法. 贵金属深加工及其应用[M]. 北京: 化学工业出版社, 2001: 17 ~ 64.

[11] 谭庆麟, 阙振寰. 铂族金属性质、冶金材料应用[M]. 北京: 冶金工业出版社, 1987: 11 ~ 40.

[12] 余建明. 贵金属分离与精炼工艺学[M]. 北京: 化学工业出版社, 2006: 1 ~ 3.

第2篇 贵金属矿床

贵金属生产技术实用手册

第1篇	总论
● 第2篇	贵金属矿床
第3篇	贵金属采矿
第4篇	贵金属选矿
第5篇	金银冶金
第6篇	铂族金属冶金
第7篇	尾矿设施
第8篇	矿井提升及选矿机电设备
第9篇	贵金属二次资源的回收与利用
第10篇	贵金属取样与测试
第11篇	黄金工业环境保护
第12篇	贵金属技术经济及案例
第13篇	贵金属化工产品深加工
第14篇	贵金属材料的应用与发展
附录	

金 矿 床

5.1 中国金矿资源现状与特点

中国是金矿资源丰富的国家之一,矿床类型较多,累计探明储量居世界前列。但在1949年以前的旧中国时期,由于连年战争,经济落后,科学技术水平低,黄金设备非常简陋,据朱曼(1953)资料,解放以前中国的黄金产量以1888年最高,达13542 kg^①。新中国成立后,中国黄金工业经历了1949~1975年的恢复期后,1976年黄金产量达14.72 t,超过了1888年的历史最高产量。改革开放以来,中国黄金产量实现大幅增长,1977~2000年间黄金产量年增长率在10%以上(崔德文等,2003),1994年达90.13 t;2001年达181.8 t,7年翻了一番;2003年突破年产200 t大关,达到201.59 t;2004年达到212.35 t;2006年达到了240 t;2007年黄金产量为270.491 t,第一次超过世界产金大国南非,成为全球第一大产金国;2008年黄金产量达到282.007 t,同比增长4.26%,再创历史新高,产量排名前3位的省份依次为山东、河南、江西,产金量占全国总产量的46.4%。

据中国黄金协会最新统计数据,2009年中国黄金产量达到313.98 t,比上一年增长11.34%,首次突破300 t,再创历史新高。2009年全国黄金行业实现工业总产值1375.32亿元,同比增长18.56%。黄金产量排名前5位的省份依次为山东、河南、江西、福建、云南,产量占全国总产量的59.48%。

5.1.1 金矿储量结构

世界黄金主要资源大国有:南非、美国、澳大利亚、俄罗斯、印度尼西亚、加拿大、中国。迄今为止,中国共探明各类金矿达1600余处,累计查明黄金资源储量4400余吨。在所查明资源储量中,岩金比例约占60%~70%;砂金约占10%,伴生金约占20%~30%。可见主要是岩金,次之为伴生金,砂金占储量比例较小。从这个比例可以看出,岩金的地质勘探工作在加强,近年来新发现的岩金矿床在增加,储量不断增长;伴生金随着有色金属矿床的储量扩大而增加;砂金由于黑龙江省老资源基地的枯竭以及由于环境问题而停业闭坑,生产能力也随之消失。

^① 另据日本伊东谷《明治三十八年世界年鉴》(1905年博文馆版)和《第七回世界年鉴》(1914年博文馆版),中国在1911年黄金产量为15000 kg,是解放前的最高年产量。

5.1.2 金矿资源特点

5.1.2.1 金矿资源分布特点

中国金矿资源具有分布面广、地区分布不均衡而又相对集中的特点,其原因既有成矿地质条件的差异,也与金矿地质勘查程度有关。中国金矿分布广泛,除上海市外,各省(区)市均有查明资源储量。岩金查明资源储量以山东省最为丰富,其次有甘肃、河南、云南、陕西、贵州、福建、河北、江西和吉林等省;砂金查明资源储量以四川省最多,其次有黑龙江、陕西、甘肃、江西、青海、吉林等省;伴生金查明资源储量以江西省最多,其次有湖北、湖南、黑龙江、甘肃、安徽、青海等省。

5.1.2.2 金矿床规模

中国金矿床规模以中、小型为主,大型、特大型者少,超大型矿床更少。以矿产地计,金矿产地 1420 处中,至 1999 年底,全国小型矿床数占 73.9%,中型矿床数占 19.6%,大型者占 6.5%(其中大型 5.3%,大于 50 t 的特大型仅占 1.2%),特大型矿床数量虽少,但却占了全国金矿储量的 18.7%。有关资料表明(崔德文等,2003),紫金山金矿床已探明地质储量 153.517 t,金平均品位 1.23×10^{-6} ,应为一超大型金矿床,而金瓜石也为超大型金矿床。无独有偶,两个矿床均属酸性硫酸盐型火山岩型金铜矿床。此外,新的资料(杨荣生等,2006)表明,甘肃阳山金矿床储量已达 220 t,也为一超大型金矿床。但到目前为止,中国还未发现如南非维特瓦特斯兰德型金矿床(金储量 54040 t)、乌兹别克斯坦穆龙套金矿床(金储量约 4000 t)、美国霍姆斯塔克金矿床(金储量 991 t)、澳大利亚戈尔登迈金矿床(金储量 1124 t)及巴拉腊特-本迪戈金矿床(金储量 695 t)、加拿大赫姆洛金矿床(金储量 597 t)、巴布亚新几内亚的利海尔岛金矿床(金储量 500 t)及波格拉金矿床(金储量 420 t)等世界级的超大型金矿床。然而正是这种世界级超大型金矿对中国金矿床的找矿有着重要的借鉴意义。

5.1.2.3 金矿资源在不同矿床类型中的分布

中国金矿探明储量在岩金、砂金及伴生金中的比例已如前述。在岩金的不同矿床类型中所占储量比例如表 5-1 所示。可以看出,绿岩带型金矿床仍是中国最重要的金矿床类型,所占储量比例最大,而且随着勘探程度的提高还将会有新的进展;浅变质碎屑岩型金矿

表 5-1 不同矿床类型金矿储量比例统计表

矿床类型	岩 金									砂金	伴生金
	绿岩带型	浅变质碎屑岩型	沉积岩-硅质岩型	陆相火山岩型	砂卡岩型	侵入岩体型	铁帽型	红土型	古砾岩型		
占岩金储量比/%	44.0	19.3	15.3	10.2	4.6	3.8	1.8	0.8	0.3		
占金矿总储量比/%	29.7	13.1	10.3	6.9	3.1	2.6	1.2	0.5	0.2	11.9	20.5

注:资料截止 1999 年底。

床为一重要金矿床类型,所占储量比例有较大增长,而且该类型金矿床在中国不同地区元古宙—古生代浅变质岩层中均有产出,且不断发现大型、特大型矿床,与中国相邻的乌兹别克斯坦穆龙套超大型金矿床也为该类型,中国有与之类似的地质条件,因此该类矿床在中国的找矿潜力较大;沉积岩—硅质岩型金矿床是中国一个新类型,近20年来,发现了许多大型、特大型矿床,虽然有如甘肃李坝等大型矿床未有统计数字,但所占储量比例仍然较大,且近年在元古宇震旦系地层中也发现有该类金矿床,表明该类金矿找矿前景广阔;陆相火山岩型金矿床占岩金储量的10.2%,探获储量有较大增长,找矿工作有较大进展,找到了阿希、紫金山等大型、超大型金矿床,展示了中国这类金矿良好的找矿前景;侵入岩体型金矿床由于其划分上有不同认识,所占储量比例变化大,但该类金矿床对侵入岩类型的选择性较大,既可与酸性的花岗岩、花岗闪长岩有关,也可与闪长岩有关,还可与富碱侵入岩有关,而且其产出规模常较大,值得在找矿工作中注意;风化壳型金矿床(铁帽型及红土型)在中国所占储量比例很小,可能与中国该类金矿床的成矿条件有关,但该类金矿床有埋藏浅、易采、易选冶、效益好的特点,因此受到了人们的重视;古砾岩型金矿床在中国发现很少,且规模很小,远不能与南非等国该类型金矿床相比。

5.1.2.4 金矿床品位特征

据张贻侠等(1996)、陈纪明等(1997)的研究资料表明,中国金矿床品位多为中等。岩金矿床品位一般为 $5 \times 10^{-6} \sim 12 \times 10^{-6}$,平均 8.75×10^{-6} ;砂金矿床,中型矿床品位为 0.33 g/m^3 ,小型为 0.49 g/m^3 ,平均 0.39 g/m^3 。大型金矿床以中低品位居多,中小型金矿床品位相对较高,但变化较大。

5.1.2.5 伴生金矿床具有重要工业意义

伴生金矿床在中国储量大,分布较广,大多赋存于多金属硫化物矿床中,特别是铜矿床中,如江西、湖北、安徽、黑龙江、甘肃等省均如此,其探明储量占全国总储量的20.5%,比过去有所降低,这主要与岩金储量增长较大有关。该类矿床规模较大,可达特大型乃至超大型,极大地提高了矿床的工业价值,具有重要的工业意义。

5.1.2.6 金矿勘查工作程度低、探采深度浅

国外一些大型金矿床探采深度多超过1000 m,已达2000~4000 m。中国金矿勘探深度一般不超过1000 m,多在500~800 m,开采深度一般不超过700 m,多为300~500 m。近年来,胶东地区开展深部找矿,在地表400 m以下已找到新的盲矿体,使一些矿区如大尹格庄、台上、东风、夏店、河东等矿区的金矿床的储量成倍增长。这些都表明在中国开展深部金矿找矿工作大有潜力。

5.1.2.7 金矿开采现状

中国是一个金矿资源丰富的国家,探明储量占世界金矿总储量的6%。但中国又是一个人口大国,人均金矿资源拥有量并不充裕,仅0.005 kg左右。近年来,由于乡镇企业及个体企业加入到采金行业中来,虽然有利于对一些规模较小的金矿的开发利用,但因其开采矿区勘查程度低,有的仅为普查阶段,甚至达不到普查阶段就开始投产开采,加之本身技术水平较低,矿区资源状况不清,导致乱采滥挖,对资源浪费较严重。因此,中国既要加大勘查金矿工作的投入力度,大力提高金矿探、采、选、冶的技术水平,同时也要加强对金矿开采的管理,从整体上促进中国黄金工业的更快发展。

5.2 金的性质

5.2.1 金在元素周期表中的位置

金的各种性质包括物理性质、化学性质、地球化学性质乃至工艺性质,主要取决于金的原子构型及其在元素周期表中的相对位置。

金在元素周期表上位于第六周期第一副族(ⅠB),与铜、银一起称为铜族元素(见图 5-1)。金的原子序数为 79,是奇数元素,其原子量为 197(196.967),属 $4q+1$ 型原子。

	IA	IIA	IIIB	IVB	VB	VIB	VII B	VIII					IB	IIB	IIIA	IVA	VA	VIA	VII
1	H																		
2																			
3	Na	Mg												Al	Si	P	S	Cl	
4	K	Ca				Cr	Mn	Fe	Co	Ni	Cu	Zn			As	Se			
5						Mo		Ru	Rh	Pd	Ag			Sn	Sb	Te			
6						W		Os	Ir	Pt	Au	Hg		Pb	Bi				
7						V													

图 5-1 金在周期表中的位置

金的原子构型复杂,电子层排布方式见表 5-2,其电子层结构为: $1s^22s^22p^63s^23p^63d^{10}4s^24p^64d^{10}4f^{14}5s^25p^65d^{10}6s^1$,金原子的价电子层为: $5d^{10}6s^1$,次外层有 18 个电子,属 d 型元素(或过渡元素)。

表 5-2 金原子电子构型

电子层	K	L	M	N	O	P
n	1	2	3	4	5	6
l	0	0 1	0 1 2	0 1 2 3	0 1 2	0
轨道	s	s p	s p d	s p d f	s p d	s
电子数	2	2 6	2 6 10	2 6 10 14	2 6 10	1
电子总数	2	8	18	32	18	1

注:据栾世伟等,1987。

金的原子核由 79 个原子和 118 个中子组成。

现已发现金的同位素有 23 个,其质量数为 183~201。其中只有 ^{197}Au 为稳定同位素,可存在于自然界中。其余均为放射性同位素,半衰期很短,为 7.2 s~183 d,不能稳定存在。

金在周期表中处于镧系之后,其电子层结构为多次内层充填,即随着核电荷(或外层电子数)的增加,原子半径变化并不很大,原子核与外层电子间的结合力很强,形成结构异常紧密的电子层。因而不易失去外层价电子,决定其具有很高的电离势和电负性,也就是说,虽然在离原子核较远的次外层有 18 个电子,但对原子核的屏蔽效应较小,原子有效核电荷较多。因而,金原子对 s 电子的束缚较强,造成了金的第一电离势在铜族中最高,为 212(铜为 178,银为 174),比碱金属高很多,这是金的化学性质不活泼的主要原因之一。

金可被认为是属于第三系列的过渡金属,原子半径较小,为 $1.44 \times 10^{-10} \text{ m}$,故其一系列物理性质都具有过渡金属特征,具有很强的金属颜色和金属光泽,较高的熔点、沸点,很大的密度,极好的延展性及良好的导电导热性能等。

5.2.2 金的物理性质

自然金的颜色与光泽与其纯度密切相关。由于金的着色度比银、铜、汞、镍等多种有色金属都小,易受这些金属色的干涉和冲淡,自然金中含有杂质时颜色会发生相应的变化。纯金为赤黄色,一般自然金都含有少量的银而呈金黄色,若含银量增加,其颜色可变为淡黄至乳黄色,含铂的自然金为乳白色,含铜的呈粉红、淡红色,金的某些固熔体为紫黑色。金的水溶胶视金微粒大小不同又可呈红、蓝、紫等色。

金具有很强的金属色、金属光泽,反射率在白光下平均为 74%。自然金的反光能力随入射光的颜色即波长的变化而有变化。在显微镜下,自然金的反射色为金黄色,反射率绿光为 47.6%、橙光为 82.5%、红光为 86%。金为均质体,无内反射现象。表面易磨光,常见有擦痕。

金具有中等硬度,其布氏硬度介于 $18.5 \sim 20 \text{ kg/mm}^2$ 之间,常用 18.5 kg/mm^2 ,摩氏硬度为 $2.5 \sim 3.7$,常用 3.7。由于含其他金属杂质的多少而稍有变动,一般变脆变硬。

金是密度很大的金属,室温时 X 射线测得的纯金密度为 19.299 g/cm^3 ,通常用 19.3 g/cm^3 作为纯金的密度值。自然金的密度介于 $15.6 \sim 18.3 \text{ g/cm}^3$ 之间,其与含杂质的多少成反比例增减。

通过测量,金的熔点值介于 $1063.69 \sim 1069.74^\circ\text{C}$ 范围内。固态金与液态金的平衡温度为 1063.43°C ,是国际公认的高温计标度的一个固定点。金的沸点在常温常压下介于 $2530 \sim 2947^\circ\text{C}$ 之间,蒸发潜热为 136.8 J/g 。在接近真空的条件下,金的沸点 1857°C ,在 0.1 MPa (1 atm) 压力下为 2539°C , 0.8 MPa (8 atm) 压力下为 3617°C , 5 MPa (50 atm) 压力下为 4047°C 。沸点常用值 2707°C 。金的比热容与温度有关: 0°C 的比热容略小,为 $0.1264 \text{ J/(g} \cdot ^\circ\text{C)}$, 200°C 时为 $0.1302 \text{ J/(g} \cdot ^\circ\text{C)}$, 1000°C 时增至 $0.1451 \text{ J/(g} \cdot ^\circ\text{C)}$ 。金的升华热在 298°C 时为 $367266 \pm 879.23 \text{ J/mol}$ 。金在常温下几乎不挥发,故在自然界不挥发,但在氢气中加热,金具有挥发性,挥发速度与所含杂质及所处的环境有关。

金的导热、导电性能极好,仅次于银、铜。当温度为 20°C 时,金的热导率为 $3.1087 \text{ J/(cm} \cdot \text{s} \cdot ^\circ\text{C)}$,温度升高,变化也不大。低温下, 10 K (-263°C) 时热导率出现最大值 $28.242 \text{ J/(cm} \cdot \text{s} \cdot ^\circ\text{C)}$ 。

金的电阻率也因含杂质成分和金试样的状态不同而不同。固态金的电阻率在升温过程中缓慢升高,但呈液态时则直线上升。金的导电性为 $40(\text{Hg} = 1)$,温度越低,金的导电性越强,接近绝对温度 (1 K) 时电阻率接近于零。纯金的电阻率在 0°C 时为 $2.06 \mu\Omega \cdot \text{cm}$, 20°C 时为 $2.25 \mu\Omega \cdot \text{cm}$,在 $25 \sim 100^\circ\text{C}$ 时电阻温度系数为 0.0035 ,纯金线膨胀系数在 $0 \sim 100^\circ\text{C}$ 时为 $1.46 \times 10^{-6} 1/^\circ\text{C}$ 。

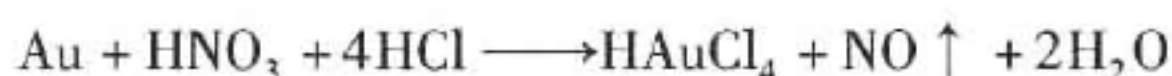
金具有很强的延展性,其机械加工性能是所有金属中最好的,其塑性变形常沿原子结构最紧密的 (111) 面及 $[101]$ 方向发生移动。其伸长率为 $40\% \sim 50\%$,强度极限为 119.56 MPa ,纯热延长系数为 14.2 ,弹性系数为 77420 MPa ,横断面收缩率为 $90\% \sim 94\%$ 。更具体说明其延展性是:用 1 g 纯金可拉成直径为 0.00434 mm ,长为 3.5 km 的细丝,用纯金可压成厚度仅 $0.23 \times 10^{-6} \text{ mm}$ 的金箔。用 1 常衡盎司 (28.35 g) 纯金压成面积为 300 ft^2 (278709.12 cm^2) 的薄片。

金是抗磁体,它的磁化率约为 $-0.15 \times 10^{-9} \text{ m}^3/\text{kg}$,但是某些金合金,如含锰的金合金磁化率就很高,含大量铁、镍、钴的合金就成了强磁体。

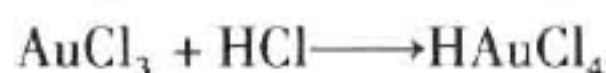
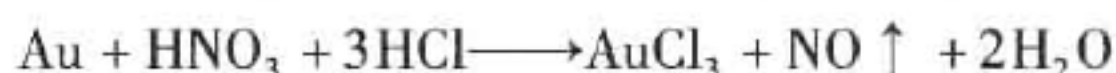
5.2.3 金的化学性质

金的化学性质很稳定,在空气中不氧化。除卤素外,不与其他元素化合,是一种惰性很强的金属。金在室温到高温下均不溶于水和各种不同浓度的单一酸(如盐酸、硝酸、硫酸等),其原因在于,在电位序中,金在氢之后,故不能置换酸中的氢。

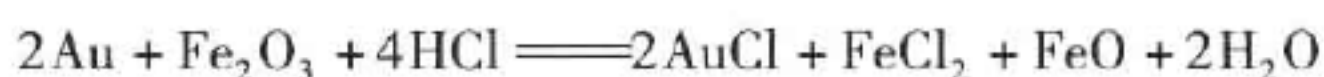
金可溶于王水等混合酸中,金与王水的反应式为:



即:

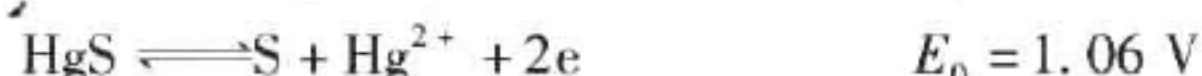
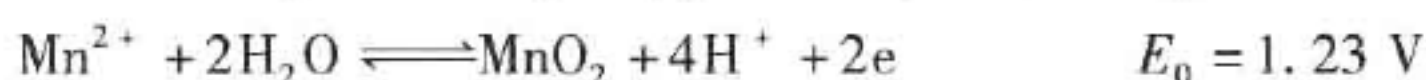
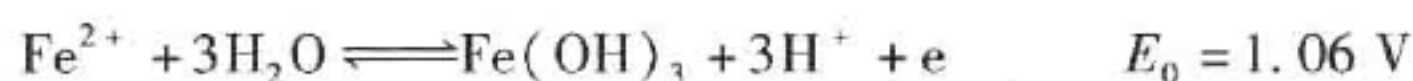


在王水中金先被氧化为3价金离子(Au^{3+})后,再与氯离子结合生成稳定的金属络阴离子 $[\text{AuCl}_4]^-$ 。金还可以溶于有铵盐存在的混酸;含有碱金属卤化物的络酸;150~300℃的硒酸、盐酸和过氧化氢的混合物;含有碱金属的硫化物或氰化物溶液及硫代硫酸盐 $\text{Na}_2\text{S}_2\text{O}_3$ 溶液;在含有强氧化剂(Fe_2O_3 、 MnO_2 等)的硫酸和氯酸或 HCl 和 CuCl_2 的溶液中也溶解金,其反应式为:



此外,钾和钠的氢氧化物也可溶解一定数量的金。

由于金原子核电荷牢固地吸引着外层电子,其标准电极电位很高。在酸性介质中, $\text{Au}^0 \rightleftharpoons \text{Au}^+, E_0 = 1.68 \text{ V}$; $\text{Au}^0 \rightleftharpoons \text{Au}^{3+}, E_0 = 1.5 \text{ V}$ 。而在自然界酸性条件下,几乎没有任何化学反应的 E_0 能超过1.5 V,所以金一般不离子化。但当 Au^0 变为金氯络阴离子 $[\text{AuCl}_4]^-$ 时, E_0 有所降低为1.0 V。在自然界中,有铁、锰、硫、氯等参加的化学反应的电极电位 E_0 往往大于1.0 V,因而可促使金的离解,如:

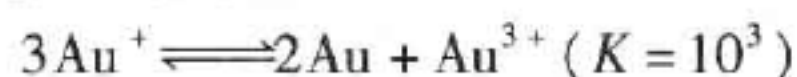


由此可见,只有在强烈的氧化环境,当存在有 Fe^{3+} 、 Mn^{4+} 、 Cl^- 、 S^{2-} 、 As^{5+} 等强氧化剂时,才能使金属态的金变为离子态而转入溶液,从而增加金的活动性,为金在自然界的迁移提供了可能。

金的常见价态有:0价(Au^0)、正1价(Au^+ 或 Au I)、正3价(Au^{3+} 或 Au III)3种。也有正2价(Au^{2+})和正5价(Au^{5+})的金,但很不稳定,仅见于某些络合物和富含有机质或氯化物的天然水中。

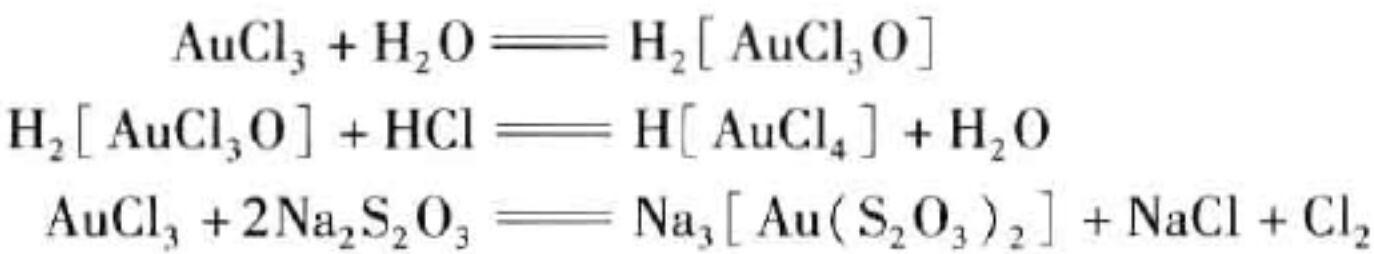
自然界中很少发现金呈1价或3价的离子态存在的稳定化合物。近年来发现的硫金银矿 Ag_3AuS_2 是比较罕见的例外,说明在适宜的条件下,少量金亦可呈天然离子态化合物存在。

Au^+ 的非络合化合物是不可溶的,呈简单阳离子的 Au^+ 在水中是不稳定的,即使溶解度很小的 AuCl 在水中也要分解,产生歧化反应:



在水中 Au^+ 只有以络离子的形式是可以稳定存在的。

Au^{3+} 无论在水溶液或在酸性或碱性溶液中都倾向于形成络阴离子,如:



Au^+ 与 Au^{3+} 经常和 Cl^- 、 S^{2-} 、 $\text{S}_2\text{O}_3^{2-}$ 、 SCN^- 、 CN^- 、 HS^- 等结合,形成具有较强活动性的易溶络合物,较长时间地保留在热水溶液中迁移。

在溶液中的金的化合物易还原为金属金而沉淀。高压下的氢和电位序在金之前的许多金属以及过氧化氢、二氯化锡、硫酸铁、三氯化钛、氧化铝、二氧化锰、强碱和碱土金属的过氧化物都可作还原剂(使金还原能力最强的金属是镁、锌、铅,较差的是铋、砷、汞、镍、钴,不能还原的是铬、钼、钨、钛、铂)。这就是在表生条件下,金多呈自然金出现的原因。金的稀溶液在还原情况下还可以形成胶体。

金的粒度主要取决于溶液的浓度、温度和 pH 值。在低 pH 值下有利于形成大的颗粒,反之易形成小颗粒。

5.2.4 金的地球化学性质

5.2.4.1 金的丰度

A 陨石中的金

金在宇宙中的丰度,不同时期、不同的研究者测出的数据不尽相同,但随着探索太空技术和科学技术的进步、分析测试水平的提高,近 30 年来的测定值相对比较接近,一般都在 $0.1 \sim 0.2\text{Au}$ 原子/ 10^6Si 原子之间。

金在各类陨石中为痕量组分,分布极不均匀,其丰度变化范围很大(见表 5-3)。从非球粒陨石到铁陨石金的含量变化在 $(0.01 \sim 1) \times 10^{-6}$ 之间,其平均含金值为 $(0.012 \sim 1.15) \times 10^{-6}$ 。铁陨石含金最高平均达 1.15×10^{-6} ,表明了金显著的亲铁性,陨石中的无球粒陨石含量最低,平均为 $(0.012 \sim 0.0145) \times 10^{-6}$ 。陨石中金的存在形式主要是超显微状颗粒,或可能以类质同象置换的形式,进入这些矿物晶格,赋存于金属相(Fe-Ni 相)中,一部分存在于硫化物相(陨硫铁)内。在球粒陨石中 Au/Ag 比值一般在 1 左右,在铁陨石中高达 40 以上,而在硫化物相中则降至 0.05,这说明了银与金相比,亲铁性弱而亲铜(硫)性要高。

在月球物质中,金的含量要比地球上相应物质要低,比陨石中更要低得多。

表 5-3 陨石中的金含量

陨 石 类 型		样品数	$w(\text{Au})$	
			变化范围	平均值
C 群(碳质球粒陨石)		16	$(0.10 \sim 0.23) \times 10^{-6}$	0.17×10^{-6}
E 群(顽火辉石球粒陨石)		9	$(0.25 \sim 0.41) \times 10^{-6}$	0.34×10^{-6}
O 群 (普通球粒陨石)	LL 亚群(橄榄石-易变辉石球粒陨石)	6	$(0.13 \sim 0.23) \times 10^{-6}$	0.16×10^{-6}
	L 亚群(橄榄石-紫苏辉石球粒陨石)	40	$(0.11 \sim 0.33) \times 10^{-6}$	0.18×10^{-6}
	H 亚群(橄榄石-古铜辉石球粒陨石)	24	$(0.15 \sim 0.30) \times 10^{-6}$	0.22×10^{-6}
贫钙无球粒陨石		4	$(0.004 \sim 0.03) \times 10^{-6}$	0.012×10^{-6}
富钙无球粒陨石		26	$(0.00033 \sim 0.089) \times 10^{-6}$	0.0145×10^{-6}
铁质陨石		140	$(0.067 \sim 3.71) \times 10^{-6}$	1.15×10^{-6}
石质铁陨石		7	$(0.27 \sim 3.19) \times 10^{-6}$	1.63×10^{-6}

注:据栾世伟等,1987。

B 水系中的金

大洋海水、河流、溪流、湖水、泉水及地下水都含有数量不同的微量金,见表 5-4。

表 5-4 各种天然水系中金的含量

水体和产地	样品数	$w(\text{Au})$	pH 值	备 注
海 水	73	$(0.001 \sim 46) \times 10^{-9}$		71% 的数值在 $(0.001 \sim 0.50) \times 10^{-9}$ 之间
河 水	24	$(0.002 \sim 4.7) \times 10^{-9}$	6.5 ~ 7.7	73% 的数值在 $(0.002 \sim 0.1) \times 10^{-9}$ 之间
金矿床附近的河水	24	$(0.0048 \sim 35) \times 10^{-9}$	6.5 ~ 7.6	91% 的数值在 $(0.0048 \sim 0.150) \times 10^{-9}$ 之间
淡水湖(贝加尔湖、希腊的湖)	21	$(0.12 \sim 7.7) \times 10^{-9}$		
咸水湖(美国大盐湖及欧文斯湖)	4	$< (0.1 \sim 32) \times 10^{-9}$		
温泉水	35	$(0.004 \sim 2.2) \times 10^{-9}$	< 1 ~ 14	65% 数值在 $(0.04 \sim 0.7) \times 10^{-9}$ 之间
地下水和冷泉水	8	$< (0.0005 \sim 0.2) \times 10^{-9}$	6.3 ~ 7.3	
金矿附近的地下水、冷泉水及矿坑水	84	$< (0.0008 \sim 80) \times 10^{-9}$	2 ~ 8	84% 数值在 $(0.001 \sim 1.00) \times 10^{-9}$ 之间

注: 据栾世伟等,1987。

大洋海水中金的含量变化很大,为 $0.001 \times 10^{-9} \sim 46 \times 10^{-9}$,达 1 ~ 4 个数量级,其平均值为 0.02×10^{-9} 。有人计算过,若以海水平均含金量 0.02×10^{-9} 计算,则世界大洋水中含金量达 $26.8 \times 10^6 \text{ t}$ (文献估计为 $5 \times 10^6 \sim 6 \times 10^6 \text{ t}$ 金) (Boyle R W, 1979)。但这些金目前尚无法利用。

天然淡水中平均含金 0.03×10^{-9} 。金矿区或金矿床附近的河水、溪流、地下水含金量有明显的增加,一般是天然水的 5 倍,甚至高达 400 倍,金矿床排出的矿坑水中含金量更高,可达 80×10^{-9} 。因此,可以根据水系中金的含量以及银、砷、锑、铋、锌等的含量作为寻找金矿床的水系地球化学标志。

温泉和地下热水中,无论是酸性、中性或碱性的温泉中都含有一定量的金。温泉水中的金与水温有关,与 pH 值无明显关系。一般水温越高,含金量越高。但在中性、碱性泉中有富集的趋势。在含金的温泉水中一般 As、Sb、 Cl^- 、 S^{2-} 等的含量也较高。

C 地球内部各层圈金的丰度

金在地球中分布较少,是一种微量元素。1976 年黎彤、饶纪龙发表了地球及其内部各圈层中元素的丰度值,现将金银的数据列于表 5-5 中。

表 5-5 地球及地球内部各圈层金的丰度值

参 数	地 球	地 壳	上 地 幔	下 地 幔	地 核
$w(\text{Au})$	0.8×10^{-6}	0.0035×10^{-6}	0.005×10^{-6}	0.005×10^{-6}	2.6×10^{-6}
$w(\text{Ag})$	3.2×10^{-6}	0.08×10^{-6}	0.06×10^{-6}	0.05×10^{-6}	10×10^{-6}
$w(\text{Au})/w(\text{Ag})$	0.2500	0.0438	0.0833	0.1000	0.2600

地球的平均含金量为 800×10^{-9} ,金的总量约为 $48 \times 10^{14} \text{ t}$ 。从地壳、上地幔、下地幔到地核金丰度值逐渐增加,在地核中最高,其含量是地壳的 783 倍,是地球平均含量的 3 倍。

金主要集中在地核,是地球的圈层演化和 Si/Fe 的分凝比较完全,致使 99% 以上的金聚集在 Fe - Ni(S)地核之中。据此推测地球演化早期原始地壳的含金量一定比现在要高。地壳中金 的丰度极低,平均为 4×10^{-9} ,只相当于银的 1/20、铜的 1/15750、铂的 1/14.25、汞的 1/25、铁的 1450 万分之一。如用浓集系数(元素的最低可采品位与地壳克拉克值之比值)表示,金为 3000 ~ 6000 以上,银为 800 ~ 2000,铜为 50 ~ 100,铁为 5 ~ 10。造成金的地壳丰度极低的基本因素是由于金的原子核内与核外构造极复杂,又属奇数元素(79 号)的缘故。它符合元素丰度的普遍规律,即元素丰度随原子核内构造的复杂程度加大而减少,也符合元素丰度的偶数规则。另外,一般认为,可代表原始地壳组成的各类陨石的含量除玻陨石和无球粒陨石较低外,余者和整个地球的金平均含量属同一数量级范畴。所以,可以认为,地球演化早期原始地壳中金的丰度是很高的,在漫长的地球演化和 Si/Fe 分凝过程中,大于 99% 的金聚集到 Fe - Ni(S)地核之中,致使现代地壳中金的丰度很低(Boyle R W,1979)。

在金的丰度较低的地区,在足够的长期的热液系统中也可以富集成矿。但在同样的成矿作用条件下,金丰度高的地区更易富集成矿,甚至在热液系统活动较弱、作用时间较短的情况下也可富集成矿。所以,金的丰度值影响着金在地壳中的迁移、富集与分散等地球化学行为。

5.2.4.2 金在不同岩石中的分布特征

A 火成岩中金的分布特点

根据博伊尔的资料(未包括中国)各类火成岩中的金的平均含量为 11.9×10^{-9} ,为地壳中金含量的 3 倍,其变化值可以是 $(0.1 \sim 20) \times 10^{-9}$,但一般在 $(1 \sim 6) \times 10^{-9}$ 范围内变化。金在各类火成岩中的分布如表 5-6。

表 5-6 金在各大类火成岩中的平均含量

岩石类型	样品数/个	范 围 ^①	\bar{X} ^①	S ^①	G ^①	\bar{X}_g ^①	S_g ^①	Ag 的 \bar{X} ^①	$w(\text{Au})/w(\text{Ag})$
超基性岩	1185	0.0002 ~ 0.7800	0.0114	0.0474	0.0045	-2.3424	0.4899	0.08	0.1425
煌斑岩	15	0.0007 ~ 0.0020	0.0016	0.0004	0.0015	-2.8117	0.1235	—	—
基性岩	3245	0.0001 ~ 0.6800	0.0200	0.0449	0.0072	-2.1432	0.6193	0.12	0.1667
中性岩	6069	0.0001 ~ 0.3500	0.0087	0.0128	0.0047	-2.3302	0.4579	0.06	0.1450
酸性岩	3826	0.0001 ~ 2.9000	0.0106	0.0757	0.0027	-2.5730	0.5274	0.05	0.2120
碱性岩	99	0.001 ~ 0.0135	0.0034	0.0032	0.0021	-2.6775	0.4764	0.10	0.0340
全部火成岩	14439	0.0001 ~ 2.9000	0.0119	0.0474	0.0044	-2.3564	0.5414	0.07	0.1700

注: 1. 据 A Г 别捷赫琴,1956。

2. \bar{X} 为算术平均值; S 为标准偏差; G 为几何均值; \bar{X}_g 及 S_g 分别为以 1 g 为单位表示的平均值与标准偏差。

① 此量值需乘以 10^{-6} 。

从统计数据中可以看出如下特点:

(1) 从酸性岩、中性岩到基性岩,金的含量有增加的趋势。基性—超基性岩尤其是含铜镍硫化物的超镁铁质岩及镁铁质岩中金的丰度略高于中酸性岩,而碱性岩中相对较小。

(2) 从金在深成岩和火山岩中的分布看,金的丰度在不同地区的岩体中有所变化,说明金的分布有地区性的特点。

(3) 在花岗岩类中,金的含量变化很大,在 $(0.1 \sim 2900) \times 10^{-9}$ 之间,平均值 $(3.7 \sim 11.4) \times 10^{-9}$,这表明不同时代、不同地质环境、不同成因的中酸性岩金含量有差异,而就单

个岩体而言,金的分布大体均匀,但向顶部、中心或边缘有微弱增加的趋势。

(4) 在各类火成岩中 Au/Ag 比值相差不大,一般银高于金 10 倍以下,而碱性岩中,情况不同,银高于金接近 30 倍。

(5) 在火成岩中暗色矿物含金多,浅色矿物含金少。由于浅色矿物数量多,其总含量差不多与暗色矿物的总含量相等。另外,火成岩中的金常与铁、硫成正相关关系,与银、铜、砷等元素的规律不明显。

B 沉积物和沉积岩中金的分布特点

世界各地不同类型固结和未固结的沉积岩中金的含量值不同学者测定不一,但变化不大(在一个数量级内)。现将固结和未固结沉积岩的含金量列于表 5-7。

表 5-7 固结和未固结沉积岩的含金量

岩石类型	样品数	范 围 ^①	\bar{X} ^①	S ^①	G ^①	\bar{X}_g ^①	S_g ^①	Ag 的 \bar{X} ^①	$w(\text{Au})/w(\text{Ag})$
未固结海洋沉积物	299	0.0003 ~ 2.5000	0.0523	0.2761	0.0035	-2.4615	0.6792	—	—
砂岩、长石砂岩、砾岩和沉积角砾岩	3474	0.0002 ~ 0.4300	0.0570	0.0499	0.0263	-1.5807	0.7139	0.2	0.2850
杂砂岩和亚杂砂岩	38	0.0010 ~ 0.1000	0.0132	0.0192	0.0076	2.1207	0.4303	0.2	0.0660
“兰德”及相似的含金砂砾岩		0.4 ~ 230	0.8					0.8	10.0
页岩、泥岩、粉砂岩、黏土岩	1356	0.0001 ~ 0.8000	0.0080	0.0266	0.0039	-2.4061	0.4730	0.2	0.0400
硫化物化片岩、黄铁矿化杂砂岩、褐铁矿化杂砂岩、黑色页岩、凝灰岩等	19	0.00025 ~ 2.1000	0.1320	0.4778	0.0143	-1.8442	0.7228	0.6	0.2200
凝灰岩类	97	0.0005 ~ 0.1120	0.0069	0.0163	0.0023	-2.6341	0.5737	0.3	0.0230
灰岩、白云岩	440	0.002 ~ 0.0889	0.0070	0.0128	0.0034	-2.4706	0.4648	0.1	0.0700
蒸发岩类: (1) 石膏、硬石膏 (2) 岩盐、钾盐等	18 15	0.0050 ~ 0.0850 0.0005 ~ 0.0300	0.0208 0.0238	0.0169 0.0109	0.0172 0.0178	-1.7644 -1.7505	0.2638 0.4880	<0.1 <0.1	<0. n <0. n
燧石	3	0.0050 ~ 0.0400	0.0167	0.0202	0.010	-2.0000	0.5214	0.2	0.0835
磷块岩	1		0.0072						
锰结核	1		0.0002						
全部沉积岩	5761	0.0001 ~ 2.5000	0.0403	0.0831	0.0122	-1.9125	0.7632	0.3	0.1343

注: 据 A Γ 别捷赫琴,1956。

① 此量需要乘以 10^{-6} 。

从表 5-7 中可以看出,全部沉积岩含金量的平均值为 40.3×10^{-9} ,各类沉积岩中含金量的变化比较大,最小 0.1×10^{-9} ,最高可达 2500×10^{-9} ,其平均值的范围为 $(0.2 \sim 132) \times 10^{-9}$ 。各类沉积岩中金含量的特点是:

(1) 在固结和未固结的沉积岩中金的含量要比火成岩中略高(仍属同一数量级),但总的含量变化范围与火成岩中的变化相似,已固结的沉积岩含金量略高于未固结的沉积物。

(2) 不同岩石类型中,金的平均含量差距较大(差几倍到1~2个数量级)。一般火山沉积岩比正常沉积岩含量高;富含有机质或富硫化物的沉积岩较其他沉积岩含金量高。如含金较高的固结沉积岩碎屑岩系中的砾岩、砂岩及含硫化物的页岩、含黄铁矿的杂砂岩、含有机质的黑色页岩、火山凝灰岩其含金量都较高,可达 132×10^{-9} ,而喷发岩类的含金量低于其他岩类。

(3) 含金特高的沉积岩,常系特定地质环境的产物,具有明显的区域性与时代特点。如南非维特瓦特斯兰德下元古界的石英砾岩含金达 8×10^{-6} ,这和该区金的地球化学背景及沉积过程中的地质地貌条件关系密切,虽和岩石类型有一定的关系,但不是主要的决定因素,正如砾岩、砂岩世界范围内分布广泛,但并非各地的砂、砾岩都含金。

(4) 一般认为大多数土壤的含金量较低,但在金矿床上覆盖的疏松沉积物和土壤含金量较高,在金矿田的土壤中,金主要以自然金颗粒、富氯酸络合物及不溶矿物残积物形式产出,可占总含金量的76%~94%。

C 变质岩中金的分布特点

在表5-8中列出了各类变质岩中的金含量,其特点是:

(1) 全部变质岩含金平均值为 10.9×10^{-9} ,各类变质岩中含金量的变化范围在一个数量级,石英岩、硬砂岩含金最高,达 31.7×10^{-9} ,次为角岩、片岩、片麻岩、板岩、千枚岩、黏板岩及变质碳酸盐岩、变质泥岩含量最低。

(2) 不同地区的同一类变质岩含金量变化比较大,表现出明显的区域分布特点。

(3) 中国各类变质岩中含金量变化在 $(0.55 \sim 758) \times 10^{-9}$ 之间,高低相差1379倍。

(4) 金在变质岩中分布特点比较复杂,它既与变质前的原岩金的丰度有关,又与变质作用的类型、性质、程度和叠加等因素关系密切。在变质过程中,由于原岩中金的活化,迁移与沉淀而使变质岩中的金含量发生较大的变化。一般情况下,随区域变质程度的加深,含金量有所降低。

表 5-8 变质岩石中的含金量

岩石类型	样品数	范 围 ^①	\bar{X} ^①	S ^①	G ^①	\bar{X}_g ^①	S_g ^①	Ag 的 \bar{X} ^①	$w(\text{Au})/w(\text{Ag})$
石英岩及硬砂岩	289	0.0002~1.1500	0.0317	0.0836	0.0047	-2.3325	0.9282	—	—
板岩、千枚岩、 变质泥板岩		0.0009~0.0150	0.0022	0.0022	0.0016	-2.7959	0.3126	0.2	0.1100
片麻岩类、变粒岩类	225	0.0002~0.3000	0.0031	0.0071	0.0027	-2.5682	0.1806	—	—
角闪岩类、绿色岩石	1929425	0.0001~0.1000	0.0071	0.0110	0.0041	-2.3837	0.4399	0.25	0.0284
片岩类	1969	0.0001~3.7000	0.0186	0.1545	0.0037	-2.4351	0.5388	0.2	0.0930
大理岩及结晶灰岩	40	0.0002~0.1000	0.0132	0.0224	0.0036	-2.4384	0.7243	0.5	0.2640
角岩类和变质泥岩	368	0.0003~0.3000	0.0064	0.0262	0.0018	2.7341	0.5037	—	—
榴辉岩类	103	0.0008~0.0400	0.0036	0.0045	0.0024	-2.6132	0.3626	0.10	0.0360
矽卡岩类	44	0.0076~0.0220	0.0086	0.0028	0.0083	-2.0789	0.0887	—	—
未分异的变质岩石 (残斑岩、绿泥石化和 绿帘石化凝灰岩类等)	12	0.0004~0.0084	0.0038	0.0022	0.0029	-2.5308	0.3812	—	—
全部变质岩	5404	0.0001~3.7000	0.0109	0.0096	0.0031	-2.5092	0.4703	0.15	0.0727

注:据栾世伟,1987。

① 此量值需乘以 10^{-6} 。

5.2.4.3 金的主要地球化学参数及地球化学性质

金在元素周期表中与铜、银同属 I_B 族,统称铜族元素。其主要地球化学参数见表 5-9。

表 5-9 铜族元素主要地球化学参数

元素	原子序数	原子量	电子构型	自然元素		氧化价	原子半径/m				
				晶格类型	a_0/m						
Au	79	196.97	$5\text{d}^{10}6\text{s}^1$	立方面心	4.079×10^{-10}	0, +1, +3	$1.40(10) \times 10^{-10}$	$1.44(12) \times 10^{-10}$			
Ag	47	107.87	$4\text{d}^{10}5\text{s}^1$	立方面心	4.086×10^{-10}	0, +1, +2	$1.40(10) \times 10^{-10}$	$1.44(12) \times 10^{-10}$			
Cu	29	63.55	$3\text{d}^{10}4\text{s}^1$	立方面心	3.068×10^{-10}	0, +1, +2, (+3)	$1.24(10) \times 10^{-10}$	$1.28(12) \times 10^{-10}$			
元素	离子半径/m			电负性/eV	电离势/eV			离子电位/V			晶格能系数
	M^{1+}	M^{2+}	M^{3+}		I_1	I_2	I_3	I_1	I_2	I_3	
Au	1.37×10^{-10}		0.78×10^{-10}	2.4	9.22		30	0.73		3.53	0.65(+1)
Ag	1.13×10^{-10}		0.91×10^{-10}	1.9	7.57			0.79	2.25		
Cu	1.08×10^{-10}	0.82×10^{-10}		1.9	7.72	20.9		1.04	2.78		0.60(+1)
	0.91×10^{-10}										0.70(+1)

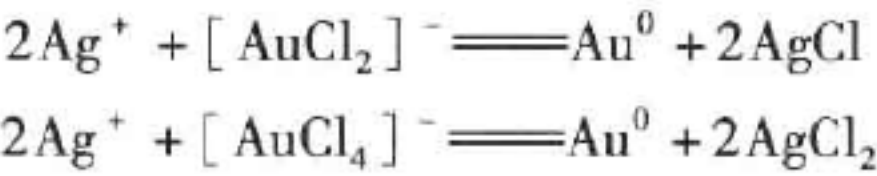
注: 据栾世伟等,1987;蔡长金等,1994。

金有如下地球化学性质:

(1) 在铜族元素中,金的电离势和负电性都很高,这是因为金原子核与外层电子间的结合力很强,因而不易失去外层电子。在自然界中,铜、银均易成正 1 价离子进入矿物,金则不易形成离子,而且离子态的金(Au⁺)还容易获得电子而恢复到原子状态。因此,金是最不活泼的金属,与其他元素的亲和力极低,一般不与 O²⁻、S²⁻ 等阴离子和 [SO₄]²⁻、[CO₃]²⁻ 等络阴离子结合形成矿物,而主要是以单质——自然金形式产出。但金能被很多元素,如 Ag、Cu、铂族元素、Sb、Bi、Sn、Hg、Cr 等替代,形成类质同象固溶体或金属互化物。

(2) 作为铜族元素的金、银、铜元素,具有近似的原子半径和离子半径,且晶格类型相同,均为立方面心格子。但金与银的离子半径更相近,且原子半径及晶胞棱长更近于相等,因此,在自然界中金与银常密切共生,并可形成连续类质同象系列。金与铜虽然属同一族,晶格类型也相同,但其他方面较之银差别较大(如金、铜原子半径差值大于 12.5%),因此,金、铜虽然也可经常共生,但只能形成有限的类质同象替代或金属互化物,如 CuAu、Cu₃Au 等。

金与银除有密切共生的关系外,又有互相分离的一面。实验证明,金与银的氯化物之间可以发生交换反应:



因此,在富含金、银的矿液中,由于银对金的置换作用,当金呈自然金形式沉淀后,银仍可以氯化物或氯络合物形式继续迁移,从而导致金、银的分离。

(3) 金与铂族元素、Cr、Fe 等均属 d 型元素(过渡元素),其电子构型有些类似,如金的外层电子构型为 5d¹⁰6s¹,而铂的电子构型为 5d⁹6s¹,仅在次外层相差一个电子。在还原条件下,金的地球化学性状与铂族元素类似,都表现为明显的亲铁性,都倾向于呈自然元素产出。在与超基性—基性岩有关的铜镍硫化物型和铬铁矿型矿床中,这些元素常密切共生,在 Au—Ag 系列矿物中,常可含较高含量的铂族元素及 Fe、Co、Ni 等元素,且可形成多种金与铂

族元素的金属互化物矿物,如金钯铂矿、钯金矿、含金自然铂等。在金矿床中有铂质自然金、钯质自然金、铂质金银矿、铂金钯矿、铂铜金矿、钨质铜金矿、铈金铂矿及铈金矿等,还有自然金的含铬变种——铬质自然金(铬金矿)。

(4) 金与元素周期表中的相近元素锡、铬、铋、铊、汞等可形成金属互化物,如锡金矿(AuSn)、崇礼矿(Au_4Pb_3)、方铋金矿(AuSb_2)、黑铋金矿(Au_2Bi)、益阳矿(Au_3Hg)等,金与锡、金与汞不仅具有地球化学亲缘性,而且具有来自地幔的同源性。

(5) 金的化合物较少,但也可形成碲化物等化合物。当金与 V_A 族的 P 、 As 、 Sb 、 Bi 和 VI_A 族的 O 、 S 、 Se 、 Te 结合时,其化合物的稳定性与这些元素的负电性有关,一般是负电性愈大,化合物的稳定性愈小。这些元素的负电性大小是: $\text{P} > \text{As} > \text{Sb} > \text{Bi}$; $\text{O} > \text{S} > \text{Se} > \text{Te}$ 。其化合物的稳定性则为: $\text{Bi} > \text{Sb} > \text{As} > \text{P}$; $\text{Te} > \text{Se} > \text{S} > \text{O}$ 。因此,自然界产出的主要是金的碲化物,次之为金的铋化物、铋化物及硫化物,除在特定条件下可形成金的硒化物(硒金银矿 Ag_3AuSe_2)和氧化物(氧铋金矿 AuSbO_3)矿物外,一般不形成金的氧化物、砷化物乃至硫化物矿物。

在一定条件下,金可与卤族元素结合成卤化物,其结合的倾向性为: $\text{Cl}^- < \text{Br}^- < \text{I}^-$ 。但因地壳中氯的丰度大大超过溴和碘,氯分别约为溴和碘的80倍和400倍,所以金的氯化物较为常见。

(6) 金的 $6p6d$ 电子构型含有较多的空轨道,使其具有易于接受配位体而形成络离子的倾向。自然界中 Au^+ 与 Au^{3+} 均以络阴离子状态出现在络合物中,如 $[\text{AuS}]^-$ 、 $[\text{Au}_2\text{S}_3]^{4-}$ 、 $[\text{Au}(\text{S}_2\text{O}_3)]^-$ 、 $[\text{Au}(\text{S}_2\text{O}_3)]^-$ 、 $[\text{Au}(\text{SO}_4)]^-$ 、 $[\text{Au}(\text{HS})_2]^-$ 、 $[\text{AuCl}_2]^-$ 、 $[\text{AuCl}_4]^-$ 、 $[\text{AuO}_3]^{3-}$ 、 $[\text{H}_2\text{AuO}_3]^-$ 、 $[\text{AuCl}_3\text{OH}]^-$ 、 $[\text{Au}(\text{CN})_4]^-$ 等,这些易溶络阴离子能较长时间保留在热水溶液中运移,在合适条件下沉淀富集。

(7) 金具有 $5d^{10}6s^1$ 电子构型,失去1个或3个电子后属铜型离子,在周期表中介于亲硫元素(Zn 、 Cd 、 Hg 、 Pb 、 As 、 Sb 、 Bi 及 S 、 Se 、 Te 等)与亲铁元素(Fe 、 Co 、 Ni 、 Pt 族等)之间,因而金既具有某些亲硫性,又具有一定的亲铁性。金虽然本身很少形成硫化物,但在金矿化物中,自然金常赋存于硫化物中,各种硫化物矿物常构成金矿床主要的矿物组合。而金的宏观分布特征又表明,其亲铁性似乎大于亲硫性,如在含有硫化物的金矿床中,金又主要与铁的硫化物黄铁矿和毒砂密切共生,在铁陨石中金的含量可达 $5 \times 10^{-6} \sim 10 \times 10^{-6}$,比地壳中金的平均含量要高1000多倍;在与超基性—基性岩有关的铜镍矿及铬铁矿矿床中,金可与 Fe 、 Co 、 Ni 及铂族元素矿物紧密共生。

(8) 在化学性质上,金是惰性最强的金属,既不受水和大多数酸的影响,也不为氧所侵蚀。但是卤素容易与金起反应,形成卤素溶液,例如王水易溶解金。金在有空气的情况下,易溶于碱金属氰化物溶液,少量地溶于碱金属硫化物溶液。在含有碲酸和硫酸或磷酸的溶液中,在含有氧化剂(如 MnO_2)的硫酸和磷酸溶液中亦易溶解。在碱金属硫代硫酸盐溶液中仅少量溶解。在含有氧化剂的情况下,金或许能少量溶解于 HCl 和 CuCl_2 溶液及三氯化铁和3价铁的硫酸盐溶液。这些性质,对金在自然界的赋存及活化迁移有着重要的影响,使金表现出双重特性:一方面具有稳定性,即主要呈自然元素矿物产出;另一方面又表现出活动性,即几乎可在各种地质条件下形成金矿物。

Au^+ 和 Au^{3+} 具有很高的氧化还原电位(如在 $\text{Au}-\text{H}_2\text{O}$ 系统中, Au^{3+} 可达 $1.4 \sim 2.8 \text{ V}$),在水溶液中很不稳定。 Au^+ 可产生歧化反应: $3\text{Au}^+ \rightleftharpoons 2\text{Au} + \text{Au}^{3+}$,同时几乎易被所有金属

离子和许多化合物所还原,其中特别是 Fe^{2+} , Mn^{2+} 以及各种有机化合物。当稀的含金溶液被还原时可迅速形成胶体,呈胶体形式迁移。在沉淀过程中可被黄铁矿、毒砂、石英、黏土矿物、有机质等呈胶体附,形成次显微金或胶体金。

5.3 金矿物类型及特征

5.3.1 金矿床中的矿物类型

金矿床中出现的矿物种类繁多,大约在 110 种以上,但常见的金属矿物仅有黄铁矿、毒砂、磁黄铁矿、方铅矿、闪锌矿、黄铜矿、黝铜矿、辉铜矿等。脉石矿物主要为石英、玉髓、碳酸盐矿物、重晶石等。主要金矿物为自然金、银金矿、碲金矿等。这些矿物大致可划分为贱金属矿物、贵金属矿物、非金属矿物及表生矿物四种类型,详见表 5-10。

表 5-10 金矿床中的矿物

贱金属矿物	贵金属矿物	非金属矿物	表生矿物
黄铁矿、白铁矿、胶状黄铁矿、磁黄铁矿、方铅矿、闪锌矿、黄铜矿、辉铜矿、硫铁铜矿、黝铜矿、砷黝铜矿、砷铜矿、硫砷铜矿、辉铋矿、辉钼矿、辉锑矿、硫铋锑铅矿、斜方辉铅铋矿、辉钴矿、辉砷钴矿、硫钴矿、方钴矿、镍黄铁矿、辉砷镍矿、针镍矿、红砷镍矿、四方硫铁矿、斜方砷铁矿、砷铂矿、脆硫锑铅矿、车轮矿、碲铋矿、辉碲铋矿、碲铅矿、磁铁矿、铬铁矿、金红石、菱铁矿、锡石、赤铁矿、软锰矿、硬锰矿、晶质铀矿、铀钍矿、钛铀矿、沥青铀矿、锆石、独居石、自然铜、自然铋	自然金、银金矿、金银矿、碲金矿、碲金银矿、针碲金矿、自然银、碲银矿、辉银矿、淡红银矿、深红银矿、硫锑铜银矿、砷硫银矿、辉锑银矿、螺状硫银矿、铂族元素矿物	石英、玉髓、方解石、白云石、铁白云石、重晶石、蔷薇辉石、透辉石、透闪石、绿泥石、绿帘石、石榴石、磷灰石、电气石、萤石、黄玉、微斜长石、钠长石、冰长石、明矾石、白云母、黑云母	褐铁矿、针铁矿、铜蓝、蓝铜矿、斑铜矿、孔雀石、菱锌矿、白铅矿、铅矾、铜绿矾、水绿矾、黄钾铁矾、臭葱石、砷铅铁矾、水锑铅矿、钴华、铋华、锑华、赤铜矿、锰土、水云母、绢云母、高岭石、伊利石、埃洛石

注: 据栾世伟等,1987。

实际工作中还常按金的存在形式、含金量的多少,以及矿物与金的关系而在金矿床中划分为金矿物、含金矿物及载金矿物三种矿物类型。

金矿物是指金在矿物的晶格结构中占有一定的位置,在化学成分上金的含量较高(通常大于 5%),并由一定的地质作用形成的单质或化合物。如自然金,为立方面心的铜型结构,常见为立方体、八面体的晶形,含金量大于 80%。在同样的情况下如在矿物的化学成分中,金的含量少于 5% 时称为含金矿物,如含金自然银等。

在自然界中,金常以独立矿物的形式存在。到目前为止,世界上已发现近 100 种金矿物和含金矿物,但常见的仅有 47 种,而作为工业矿物的仅有 10 多种。其中以自然金及其变种(银金矿、金银矿)分布最广,而且也是主要的工业矿物。金银碲化物类矿物如碲金矿、针碲金矿、碲金银矿等在一些火山热液型和石英脉型金矿中也较为常见。

载金矿物是指金矿床中携带金的矿物或含金的某一矿石矿物或脉石矿物。

硫化物、砷化物、硫砷化物、锑化物、铋化物类矿物是金矿床中常见的载金矿物,如黄铁矿、黄铜矿、磁黄铁矿、镍黄铁矿、辉铜矿、黝铜矿、辉锑矿、辉铋矿、辉银矿、毒砂、砷铂矿、砷铜矿、硫砷铜矿等矿物,其中都常有较高的金含量,且金通常呈自然金形式出现。

在表生作用中,金趋向于富集在某些砷酸盐、硫酸盐、锑酸盐及胶体矿物中,表明一些表生矿物也常是重要的载金矿物,如铜矾、砷铅铁矾、水锑铅矿、黄钾铁矾、褐铁矿、高岭石、伊

利石、臭葱石等,其中金的含量也较高,如某些臭葱石中含金可达 10×10^{-6} ,伊利石含金可达 24.67×10^{-6} ,褐铁矿含金可高达 206.25×10^{-6} ,且金通常呈细分散的自然金出现。

此外,碳酸盐类、磷酸盐类矿物也是载金矿物,但其含量较低,常小于 0.01×10^{-6} 。

在载金矿物中,金的赋存状态比较复杂,当金矿物和含金矿物常呈显微金及超显微金被包裹于某些载金矿物之中或沿其晶面生长时,称为包体金;产于载金矿物的裂隙中称为裂隙金;产于载金矿物的颗粒之间称为晶隙金;被胶体载金矿物吸附时称为吸附金;也有部分金呈类质同象置换形式进入某些载金矿物的晶格中称晶格金。

5.3.2 金矿物分类

矿物分类的基本单位是种。金矿物种是指具有一定的化学组成和晶体结构的金矿物。

对金矿物的分类,目前还无统一方案,如对金-银完全类质同象系列,又可根据端员组成所占的比例进一步划分出几个矿物种及亚种。但对该系列的划分,就有二分法、四分法和六分法等多种方案。二分法是划分为自然金和自然银两个亚种;四分法即分为自然金、银金矿、金银矿和自然银。六分法即划分为自然金、含银自然金,银金矿、金银矿、含金自然银及自然银六个亚种。即使在同一划分方案中,对 Au、Ag 的取值也不尽相同。目前以四分法应用较广。本书采用四分法方案。

对于有限的类质同象系列,如果替代的元素(质量)高于 3% 者(一般小于 20%),一般作为含该元素的矿物变种,如自然金中的 Au 可被铂族元素替代,形成含铂族元素的矿物变种,如铂质自然金。

对于同质多象的各个变体,虽然其化学成分相同,但因其结构不同,性质各异,因而列为不同的独立矿物种。

本书金矿物的分类采用了蔡长金等(1994)的分类方案,该分类方案是以晶体化学分类为基础,同时考虑到某些矿物的晶体结构不明,因此进一步按阳离子组合和阴离子的性质将金矿物划分为四大类和 15 种类型(见表 5-11)。

表 5-11 金矿物分类表

大 类	类 型	矿 物 名 称		分 子 式
		中 文	英 文	
一、自然元素、合金及金属互化物	(一) 金-银系列矿物类	自然金 银金矿 金银矿 自然银	Gold Electrum Kustelite Silver	Au (Au, Ag) (Ag, Au) Ag
	(二) 金(银)-铂族元素系列矿物类	铂质自然金 ^① 钯质自然金 ^② 铂质金银矿 ^③ 铂金钯矿 ^④ 铑金矿	Platinum gold Palladium gold Platinum Kustelite Platina-auropalladium Rhodian gold(rhodite)	(Au, Pt) (Au, Pd) (Ag, Au, Pt) (Pd, Au) 或 (Pd, Pt) ₃ Au (Au, Rh)
	(三) 金-铜(铂族元素)系列矿物类	铜质自然金 ^⑤ 金铜矿 四方铜金矿 ^⑥ 铜金矿 铂铜金矿 ^⑦ 铱质铜金矿	Cuprian gold Auricupride Tetraauricupride Cuproaurite PlatinaCuproaurite Osmian Cuproaurite	(Au, Ag, Cu) (Cu, Au) (Au, Cu, Pt) 或 (Cu, Pt, Pd, Rh) Au (Cu, Os) Au ₂

续表 5-11

大 类	类 型	矿 物 名 称		分 子 式
		中 文	英 文	
一、自然元素、合金及金属互化物	(四) 金(银) - 汞系列矿物类	汞质自然金 ^⑤	Mercurous gold	(Au , Hg)
		汞质银金矿 ^⑥	Mercurous electrum	(Au , Ag , Hg)
		汞质金银矿 ^⑦	Mercurous Kustelite	(Ag , Au , Hg)
		α - 汞金矿 ^⑬	α-Goldamalgamite	(Au , Ag) ₄ Hg
		益阳矿 ^⑧	Yiyangite	Au ₃ Hg
		α - 汞金银矿 ^⑨	α-Silver-goedamalgamite	(Au , Ag) ₃ Hg
		围山矿 ^⑭	Weishanite	(Au , Ag) ₃ Hg ₂
		α - 汞金矿 ^⑮	α-Goldamalgam	(Au , Ag) Hg
		金汞齐	Goldamalgam	(Au , Ag) ₂ Hg
	(五) 金 - 锡互化物类	锡金矿 ^⑯	Tinaurite	AuSn
	(六) 金 - 铅互化物类	珲春矿 ^⑰	Hun Chunite	Au ₂ Pb
		崇礼矿 ^⑱	Anyuiite	Au ₄ Pb ₃
		阿纽依矿		AuPb ₂
	(七) 金 - 铋系列矿物类	铋质自然金 ^⑲ 黑铋金矿	Bismuthian Gold Maldonit	(Au , Bi) Au ₂ Bi
	(八) 金 - 锑系列矿物类	方锑金矿 锑金铂矿 ^⑳	Aurostibite Auro-platinastibite	AuSb ₂ (Pt , Au) Sb
	(九) 金 - 铬系列矿物类	铬质自然金(铬金矿) ^㉑	Chromian gold (Chromaurite)	(Au , Cr , Ag)
二、碲、硫、硒化物	(十) 碲化物类	板碲金银矿	Muthmannite	(Au , Ag) Te
		亮碲金矿	Montbrayite	Au ₂ Te ₃
		碲金矿	Calaverite	AuTe ₂
		铜质碲金矿 ^㉒	Cuprian Calaverite	(Au , Cu , Ag) Te ₂
		斜方碲金矿	Krennerite	AuTe ₂ 或 (Au , Ag) Te ₂
		针碲金银矿	Sylvanite	AuAgTe ₄
		杂碲金银矿	Antamokite	(Au , Ag) Te ₃
		未定名矿 ^㉓	Unnamed	AuTe ₃
		未定名矿 ^㉔	Unnamed	AuAgTe ₃
		碲金银矿	Petzite	Ag ₃ AuTe ₂
		针碲金铜矿	Kostovite	CuAuTe ₄
		铋碲金矿 ^㉕	Aurobismuthtellurite	(AuAg) BiTe ₄
		硫碲铋铅金矿 ^㉖	Buckhornite	AuPb ₂ BiTe ₂ S ₃
		金质碲银矿 ^㉗	Aurian bessite	(Ag , Au) ₂ Te
	(十一) 硫化物类	硫金银矿 ^㉘	Liujinyinite	(Ag _{2.92} Cu _{0.11} Au _{1.09}) _{4.12} S ₂
	(十二) 硒化物类	硒金银矿	Fischesserite	Ag ₃ AuSe ₂
三、氧化物	(十三) 氧化物类	氧碲铅金矿 ^㉙	Oxytellurleadgold	(Au , Pb) ₃ TeO ₂ 或 Au ₃ · PbTeO ₃
四、亚碲酸盐及碲酸盐	(十四) 亚碲酸盐类	东坪石 ^㉚	Dongpingite	AuTeO ₃
	(十五) 碲酸盐类	碲酸铅金矿 ^㉛	Auriplumbtellurate	Au ₄ (PbO) ₃ [TeO ₄] ₂

注：据蔡长金等，1994。

① ~ ⑨为变种，⑩ ~ ㉛为中国首次发现的矿物。

主要岩金矿物有自然金、银金矿、黑铋金矿、斜方铜金矿、围山矿、硫金银矿、碲金矿、斜方碲金矿、亮碲金矿、碲金银矿、板碲金银矿、针碲金银矿、针碲金铜矿、叶碲金矿、碲铜金矿、碲铁铜金矿、碲铅铜金矿、方锑金矿及硒金银矿等 19 种。

5.3.3 主要金矿物的矿物学性质

至 1990 年,国内外已发现的金矿物(包括独立矿物种、亚种和变种)共约 99 种。中国已发现的金矿物种约 38 种,包括亚种和变种共约 52 种,其中中国首次发现的矿物种及变种共约 23 种。岩金中的金矿物约 44 种,砂金中的金矿物约 10 种。在这近百种金矿物中常见者仅 40 多种,而作为工业矿物的仅有 10 多种,如自然金、银金矿、金银矿及其变种、碲金矿、斜方碲金矿、针碲金银矿、碲金银矿、铋碲金矿、黑铋金矿、钯金矿及铈金矿等。在中国,金的经济矿物主要为自然金和银金矿及其变种,少数矿床中金银矿或金的碲化物也可能是主要的经济矿物(蔡长金等,1994)。

5.3.3.1 自然金(Au)

A 化学组成

自然金含 Au 为 100% 至大于 80%,含 Ag 为 0 至小于 20%。矿物中的 Au 可被 Ag 代替,并形成完全类质同象 Au-Ag 系列。研究表明,在不同矿区,或同一矿区的不同矿石,同一标本中的不同自然金颗粒,甚至同一自然金颗粒的不同部位,其 Au、Ag 含量都不尽相同。在砂金矿床中更是如此,砂金颗粒其边部往往含 Au 高,有时出现由纯 Au 组成的环边,愈向颗粒中心,其 Au 含量降低,Ag 含量增高。而在岩金矿床中的自然金颗粒内部常含 Au 高,含 Ag 低,有的自然金边缘可出现银金矿环边,甚至出现银镶边。但岩金矿床中其 Au、Ag 含量在同一矿床的 Au-Ag 系列矿物中相对较稳定。另外,在自然金中还含有少量及微量的 Fe、Co、Ni、Mo、Bi、Sb、Cu、Pb、Zn、Hg、S、As、Se、Te、Cr 和 Pt 族元素,以及 Si、Al、Ca、Mg、K、Na、Sr、Ba、Mn、Ti、Zr、Sn、Cd、Th 等杂质元素。研究认为这些杂质元素中的 Pt 族元素及 Cu、Hg、Bi、Sb、Cr 等元素,主要呈类质同象混入或呈细微矿物包体混入,其余杂质元素主要为机械杂质,即呈细微矿物包体混入,少量可能也呈有限类质同象替代。

B 晶体结构

金为等轴晶系,空间群 $O_h^5 - Fm\bar{3}m$,单位晶胞棱长 $a_0 = 4.078 \times 10^{-10} \text{ m}$,晶胞中分子数 $Z = 4$ 。原子呈立方最紧密堆积,配位数为 12,形成按立方面心排列的铜型结构。

自然金的主要粉晶谱线为 2.35(10),2.04(4~9),1.229~1.230(3~4),2.35(10)。

C 晶体形态

金为六八面体晶类,对称要素组合为 $O_h - m\bar{3}m(3L^4 4L^3 6L^2 9PC)$ 。但完好的晶形极为少见。常见单形有立方体 $a\{100\}$ 、菱形十二面体 $d\{110\}$ 、八面体 $o\{111\}$ 以及四六面体 $\{210\}$ 、四角三八面体 $\{311\}$ 等(见图 5-2)。常依(111)呈双晶(见图 5-3)。由于自然金为立方面心格子、 $\{111\}$ 网面密度最大、故晶体常呈八面体晶体,或依(111)呈双晶出现。

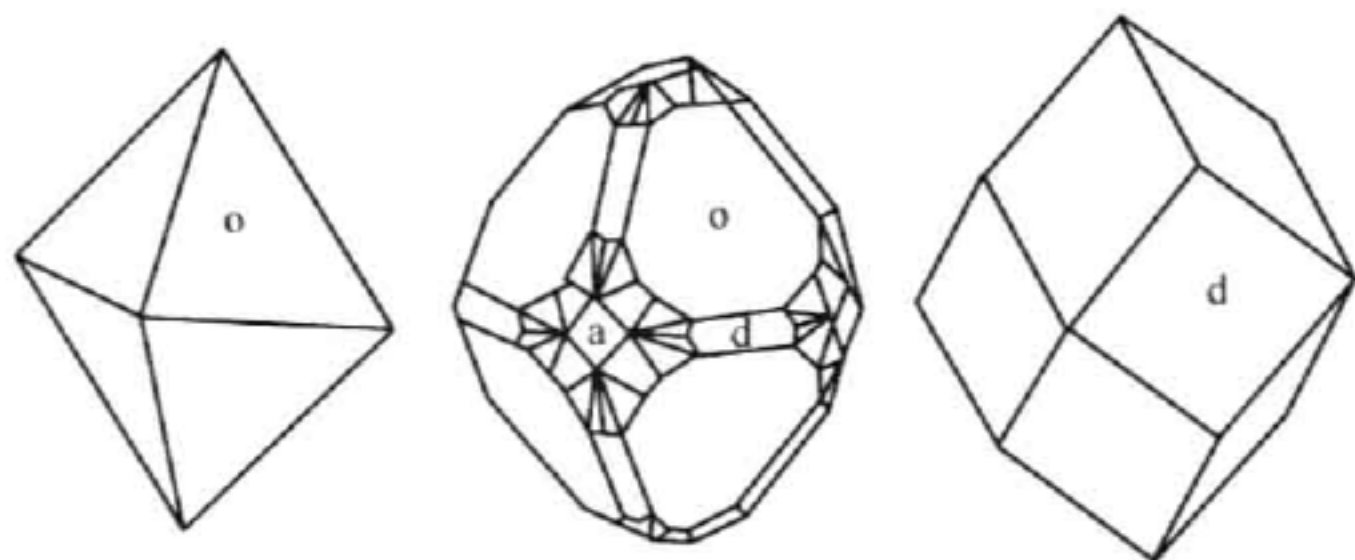


图 5-2 自然金晶体

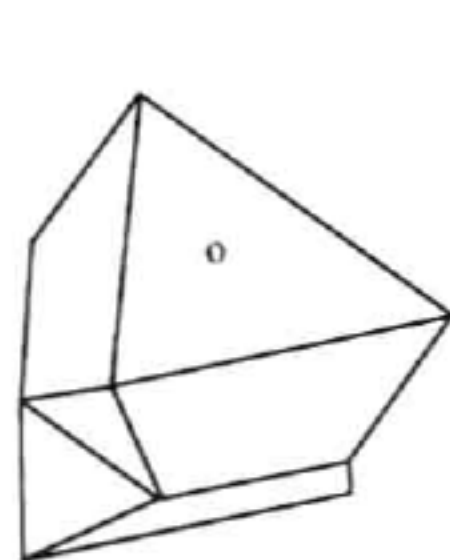


图 5-3 自然金双晶

一般由一种单形构成的晶体较少见,多为两种或多种单形构成的聚形。而且完好的自形晶少见,多为半自形晶或他形晶,并呈不规则粒状、乳滴状、浑圆状的颗粒,或呈团块状、片状、鳞片状、网状、纤维状、树枝状及海绵状的集合体,也有呈丝状、绒毛状及薄膜状者。

D 自然金的粒度

自然金的粒度极不均匀,其颗粒大小悬殊极大。按其粒度大小,可分为巨粒金、粗粒金、中粒金、细粒金、显微金、超显微金、电子衍射金等 7 个级别。但目前各研究者对自然金的粒级划分不一,姚敬劬(1985)的划分标准可供参考,如表 5-12 所示。

表 5-12 自然金的粒级划分

粒 级	粒径/mm	备 注
巨粒金	>0.3	可见金(明金)
粗粒金	0.3~0.07	
中粒金	0.07~0.04	
细粒金	0.04~0.02	
显微金	0.02~0.0002	
超显微金	0.0002~0.00002	不可见金(暗金)
电子衍射金	<0.00002	

一般砂金颗粒较大,岩金颗粒较小。粒度较大的自然金叫块金,又称“狗头金”;砂金的颗粒在 0.5~0.05 mm 的俗称粉金、灰灰金;0.25~3 mm 的称麸金,比麸金大的叫瓜子金,比麸金小而比粉金大的叫糠金。

罗献林(2000)将原生金矿床(岩金)产出大于 10 mm 的金矿物集合体称为天然块金,产于砂金矿床中质量几克至几十千克的金矿物集合体统称狗头金。

目前,中国发现的天然块金,以 1979 年在台湾金瓜石金矿发现的一块最重,达 63 kg,次之为 1987 年在甘肃双井子金矿发现的重达 30 kg 的块金(钟华邦,1996)。中国发现的狗头金较多,在古代,据《齐东野语》记载,在公元 11 世纪,益阳山溪发现有重 49 kg 的狗头金,现代有 1985 年甘肃天祝双龙沟发现的重达 21.4 kg 的狗头金(《矿产开发报》,1986-12-21)。

岩金的粒度较小,除少部分呈可见金外,大部分的金粒呈显微包裹体的形式存在于石英、黄铁矿、黄铜矿、毒砂等矿物中。岩金的粒度大小还与其所赋存矿床中硫的含量有一定关系(许文渊,1981),在含金石英脉、石英-硫化物、含金砾岩型金矿床中金的粒度较粗,而含金的 Cu-Mo 矿床及单一铜矿床中金的粒度也以粗粒为主,在 Cu-Fe、Au-As-S 及多金属矿床中金的粒度以细粒及超显微金为主。

岩金的粒度大小还与载金矿物的特点有关,载金矿物(或矿物组合)从氧化物→硫化物→砷化物(或黄铁矿、毒砂矿物组合)变化时,其金的粒度呈明金→细粒金→超显微金变化。如在含金镜铁矿型金矿床中,镜铁矿中的金为明金,而黄铁矿中的金为细粒金,在黄铁矿、毒砂组合出现的微细浸染型金矿(卡林型金矿)中,金主要为显微-超显微金。

另外,金的粒度大小还与矿床形成的温度及深度有关。深成高温条件下形成的自然金粒度较粗且圆滑;在浅成低温条件下形成的金粒细小且形状不规则,多呈树枝状、锯齿状;在中温热液矿床中一般为浑圆状及不规则状的细粒金。在同一金矿床中,金的粒度也随着从早期高温到晚期低温而由粗变细。

E 物理性质

自然金的颜色和条痕均为金黄色,含银较高时为淡黄色至乳黄色。金属光泽。无解理。

莫氏硬度 2.3 ~ 3.2, 平均 2.9。密度 $15.6 \sim 18.3 \text{ kg/m}^3$, 纯金为 19.3 kg/m^3 。具延展性, 可压成薄片和金丝。导热性及导电性强。

显微镜下, 自然金的反射色为金黄色, 反射率 R 为: $91.3\% \sim 94.2\% (659 \text{ nm})$ 、 $86.4\% \sim 90.2\% (592 \text{ nm})$ 、 $74.7\% \sim 82.0\% (543 \text{ nm})$ 、 $37.3\% \sim 56.3\% (481 \text{ nm})$ 。均质体。无内反射现象, 无双反射和反射多色性。表面易磨光, 常见有擦痕。

F 简易化学试验

自然金在空气中不氧化。不溶于硝酸、硫酸、磷酸、氢氟酸和氢氧化钾溶液, 在加热条件下微溶于盐酸。溶于王水和氰化物溶液, 遇氰化钾可染黑, 王水微浸可染成棕色。在吹管焰中可熔化。

G 变种

已知有铂质自然金、钯质自然金、铜质自然金、汞质自然金、铋质自然金、铬质自然金(铬金矿)等。

5.3.3.2 银金矿(Au, Ag)

银金矿为金-银系列矿物的亚种。

含 Au50% ~ 80%, 含 Ag20% ~ 50%, 成分中还含微量的 Fe、Co、Ni、Cu、Pb、Zn、As、Hg、Sb、Bi、Te、Se、S、P、Al、Ca、Mg、Ti、W、Ta、Zr、Ba、Si、Mo、Pt、Pd、Ru、Os 等。以前 12 种元素较为常见, 一般含量在 0.1% 以下。

晶体结构与自然金相似, 等轴晶系, 空间群 $O_h^5 - Fm3m$, 单位晶胞棱长 $a_0 = 4.0720 \times 10^{-10} \sim 4.0784 \times 10^{-10} \text{ m}$, 铜型结构。晶胞中分子数 $Z = 4$ 。主要粉晶谱线为 $2.35 \sim 2.34 (10)$ 、 $2.03 \sim 2.04 (9 \sim 4)$ 、 $1.225 \sim 1.230 (3 \sim 10)$ 、 $2.35 \sim 2.234 (10)$ 。

晶体晶形以八面体、立方体为主, 见有菱形十二面体, 沿(111)呈双晶, 但极少见。金粒形态主要呈他形不规则粒状、圆粒状、片状、被膜状、网脉状、树枝状等。

物理性质与自然金相似, 颜色为浅金黄到淡黄色, 甚至银白色, 有时带绿色色调, 条痕为淡黄色至乳黄色, 具金属光泽。无解理。莫氏硬度 2.8 ~ 3.0, 平均 2.9。密度 $12.5 \sim 15.6 \text{ kg/m}^3$ 。延展性强, 导热及导电性能好。

反光镜下的反射色为金黄、浅金黄到黄白色。均质矿物, 有时显异常非均质性。反射率 R 为: $88.9\% \sim 91.8\% (659 \text{ nm})$ 、 $86.2\% \sim 88.4\% (592 \text{ nm})$ 、 $82.1\% \sim 85.5\% (543 \text{ nm})$ 、 $68.3\% \sim 77.3\% (481 \text{ nm})$ 。

简易化学试验与自然金相似, 不溶于硝酸、硫酸、磷酸、氢氟酸和氢氧化钾溶液, 在加热条件下微溶于盐酸。溶于王水和氰化物溶液, 遇氰化钾呈深黑色。

已知有汞质银金矿变种。

5.3.3.3 金银矿(Ag, Au)

金银矿为金-银系列矿物的亚种。

含 Au50% ~ 20%, 含 Ag50% ~ 80%。另外还含 Pd、Pt、Rh、Fe、Co、Ni、Cu、Pb、Zn、Sb、S、Se、Te、As 等微量元素。

晶体结构为等轴晶系, 空间群 $O_h^5 - Fm3m$, 单位晶胞棱长 $a_0 = 4.0879 \times 10^{-10} \text{ m}$ (实测值), 铜型结构。晶胞中分子数 $Z = 4$ 。最强谱线为 $1.233 (10)$ 、 $1.179 (9)$ 、 $1.446 (8)$ 、 $3.19 (2)$ 。见有八面体晶体, 依(111)结合成双晶, 完整的单晶少见。集合体常呈不规则粒

状、块状、板状、片状、细脉状、网状及树枝状等形态。

颜色为浅黄色至亮黄色、黄白或近于银白色,表面氧化可呈灰黑-铅灰或锍色。条痕为淡黄至乳黄色。金属光泽。无解理。莫氏硬度2.53~3.02。密度 $10.5 \sim 12.5 \text{ kg/m}^3$ 。具有良好的延展性。导热及导电性能好。磨光性差。

反光镜下的反射色,新鲜光面为黄白色,受光蚀后变成浅黄褐色。均质矿物。反射率 R 为:91.3%~91.5%(659 nm)、87.8%~88.4%(591 nm)、84.5%~86.4%(543 nm)、77.8%~81.3%(481 nm)。

见有铂质金银矿、汞质金银矿变种。

5.4 金矿床成因类型

5.4.1 金矿床分类概述

金矿床的分类是在人类的矿业生产活动中逐渐形成的,并随着科学技术的发展而不断深化。由于矿床数量众多,其地质特征复杂多样,而人们对客观世界认识的能力、程度和认识角度又各不相同,其分类原则尚未统一,至今无统一的分类方案。

古代人类在开采金矿的过程中,逐渐形成了砂金和山金的概念。在春秋初期管仲所著《管子·地数篇》中记有“上有丹砂者,其下有黄金;上有慈石者,下有铜金……”的描述。在中唐诗人刘禹锡的《浪淘沙》一诗中更有“日照澄洲江雾开,淘金女伴满江隈,美人首饰侯王印,尽是沙中浪底来”的生动形象的描述。明代李时珍在《本草纲目》中已有“金有山金、砂金”的记载,这种山金、砂金的描述就是中国古代对金矿分类最早的记载。至今,人们在生产中乃至金矿的分类中仍有山金(即岩金)与砂金的称谓,如按金的产生特征将金矿床分为岩金矿床、砂金矿床和伴(共)生金矿床等大类。

现在在对矿床的经济评价中又有按地质因素、技术因素和经济因素综合考虑的分类,将金矿床分为单一金矿床、共生金矿床和伴生金矿床(丁俊华等,1996)。单一金矿床是指矿床中金为唯一或主要组分,其他组分仅供综合回收或无回收价值,其中金的边界品位为 $1 \times 10^{-6} \sim 2 \times 10^{-6}$,最低工业品位为 $3 \times 10^{-6} \sim 5 \times 10^{-6}$,工业品位为大于 5×10^{-6} ;共生金矿床是指矿床中金和非金组分都达到一定工业指标,能以金为主或金与主金属并重的方式回收,并有可能生产金精矿的矿床,其金的边界品位为 1×10^{-6} ,其中又分两个亚类:低品位共生金的金品位为 $1 \times 10^{-6} \sim 3 \times 10^{-6}$,高品位共生金矿床的金品位在 3×10^{-6} 以上;伴生金矿床是指矿床中金是次要组分,品位达不到工业要求,不具单独回收价值,仅在回收主要产品时作为副产品综合回收,其金品位为 $0.05 \times 10^{-6} \sim 1 \times 10^{-6}$ 。

目前我们接触较多的是金矿床的成因类型和工业类型,前者是以矿床地质特征及成矿作用特征为基础的金矿床分类,后者则是以金矿床地质特征及金的工业利用为基础或从金矿床经济价值角度进行的分类,目的在于突出有重要工业意义的矿床类型,以便作为勘查和开发的重点,进而深入研究影响矿床工业价值的矿床地质因素及工业利用条件等。

由于现代矿业技术发展较快,不同时期的工业要求及经济意义也是变化的,因此,对共、伴生金的判别及矿床工业类型的划分应有很强的动态意识。

本书中在金矿床地质部分主要介绍金矿床的成因类型、工业类型及伴生金矿床。

金矿床的成因分类对找矿勘探工作具有重要的指导作用,特别是对找矿方向的指导及

找矿评价标志的确认都有重要的意义。但是,矿床的成因分类本身又是一个对金矿床认识不断深化的过程。目前对金矿床的成因分类显示出明显的百家争鸣、百花齐放的局面,其分类标准未统一,分类方案多达几十种。造成这种现象的原因除了地质体本身的复杂程度,人们对其认识程度有差异等原因外,还在于不同学者采用的分类基础和原则不同。作为一个学术问题,金矿床成因分类呈现出百花齐放的局面是一种正常现象,随着研究工作的深入,某些分类方案将会更加完善而得到更多的认同。现将一些主要的分类方案归纳如下:

- (1) 以成矿作用为基础的方案,如中国地质学会矿床地质专业委员会贵金属专业学组(1983)、朱奉三(1979)、母瑞身等(1982)、栾世伟等(1987)、罗镇宽等(1993)的分类方案;
- (2) 以成矿物质来源为基础的方案,如王鹤年等(1982)、郑明华等(1983)的分类方案;
- (3) 强调层控特征和后期改造作用的方案,如王秀璋等(1987)的分类方案;
- (4) 以地球化学元素组合为基础的方案,如陈光远等(1984)、栾世伟等(1983)的分类方案;
- (5) 以同位素地球化学为基础的方案,如王义文(1982)的分类方案;
- (6) 以大地构造背景为基础的方案,如陈国达(1984)、吴美德(1986)、J 博奇(1975)的分类方案;
- (7) 以矿物组合和矿石建造为基础的方案,如 NE 马加克杨(1974),Ю Г 谢尔巴科夫(1977)的分类方案;
- (8) 以容矿围岩为基础的分类,如 R W 博伊尔(1979)的分类方案;
- (9) Groves 等(1998)提出了造山型金矿床(Orogenic-type gold deposits)的概念,这是以构造背景和成矿作用为基础的分类中的一种矿床类型;
- (10) 以成矿地质背景和含矿岩系为基础的分类方案,如涂光炽(1990)的分类方案。

涂光炽院士的分类方案将中国主要的原生金矿划分为太古界绿岩带型、细碎屑岩-碳酸盐岩-硅质岩型、变质碎屑类型、火山岩型(包括海相火山岩型、陆相火山岩型、次火山岩型、斑岩型及蛇绿岩型)及侵入岩内外接触带型等五个类型。这一方案的优点在于以含矿岩系命名矿床类型,体现了金矿成矿的地质背景,既考虑了矿床成因,又不拘泥于成因的争论,而且以含矿岩系来命名也简便易行。本书中金矿床的分类方案就主要参考了涂光炽院士的这一分类方案。

5.4.2 本书的分类方案

矿床的分类原则应体现出分类的客观性、科学性和实用性。由于矿床是一定地质作用的产物,矿床都与一定的地质体有密切的关系,矿床的分类首先要反映客观的地质事实,即矿床产出特征这一基本事实,这样在分类中既包括了成因的信息,又可避开具体成因的争论。但不同的矿床类型之间又有差别。科学研究的最终是要认识事物的本质,从而服务于人类。因此分类中应该包括对矿床成因的认识,以反映出一定矿床类型的特殊性,这种特殊性不仅表现在宏观的特征上,而且有其内在的成因联系。虽然对成因问题往往有不同的争论,而在现有认识水平的基础上,在矿床分类中又是必须考虑的,但可不为第一要素来考虑,以免因成因的争议而影响对矿床类型的确定。矿床分类的目的是要应用于找矿勘探评价工作中,这就要求分类要简便实用,便于操作。对矿床成因的认识可能争议很大,一时难以统一,但对诸如含矿岩系、赋矿主岩等客观的地质特征则容易取得一致的意见。因此,

本书金矿床的分类以含金岩系及赋矿主岩为主要依据。这种分类既简便实用,又能反映矿床产出的客观地质事实,而在一定程度和认识水平上又能体现出对矿床成因的本质认识。因含金岩系可反映出成矿的地质背景,与矿床在空间、时间及成因上又有密切关系。赋矿主岩更能直接反映出矿床的成因特征,如火山岩型金矿床,其赋矿主岩应是火山岩或次火山岩,从成因上认识就应是火山热液或次火山热液活动有关;又如矽卡岩型金矿床的赋矿主岩就是矽卡岩,其成矿作用就是与接触交代-高中低温热液作用有关;风化壳型金矿床的赋矿主岩就是风化壳,其成矿作用应是表生风化作用有关,等等。

在上述分类原则的基础上,进一步亚类的划分则可根据赋矿岩系岩性的差异、矿化类型的差异或矿化蚀变组合的不同,乃至成矿作用的特征作为分类依据。

根据上述原则,将中国独立金矿床划分为绿岩带型、浅变质碎屑岩型、沉积岩-硅质岩型、火山岩型、矽卡岩型、侵入岩体接触带型、风化壳型及砂金8个类型。

需要说明的是侵入岩体接触带型金矿床(简称侵入岩体型金矿床或岩体型金矿床),如河北峪耳崖、东坪,新疆金窝子、包古图及鄂东地区某些金矿床,其金矿化主要产在侵入岩体中,部分产于接触带附近地层中,但矿区并无典型的矽卡岩化蚀变及矽卡岩,因此不能划入矽卡岩型金矿床中。这类金矿成矿主要与岩浆热液有关,但有些矿床又可划入其他类型。如东坪金矿床,矿脉主要产于二长岩-正长岩岩体内,部分产于岩体接触带太古宇桑干群花家营组、涧沟河组中,从含金岩系看属太古宙绿岩系,因此一般又将其划为绿岩带型金矿床。胶东金矿床虽也产于玲珑花岗岩或郭家岭花岗岩或乳山二长花岗岩中,但花岗岩为胶东群重熔形成,岩体中还有胶东群围岩残余,因此一般也将其划为绿岩带型金矿床。由于其他一些产于岩体中或其接触带的岩体型金矿有其自身的特征,我们认为应将其单独划分出来,明确其矿床地质特征,建立其找矿评价标志。但因研究程度有限,本书暂不单独叙述。

对于风化壳型金矿床,本书将按亚类分别叙述。

风化壳型金矿床是含金较高的地质体(金矿床、含金多金属硫化物矿床、金矿化体、其他含金地质体)在表生作用下通过氧化淋滤、次生富集而在风化壳中形成的金矿床。根据风化壳类型的不同将风化壳型金矿进一步划分为三个亚类,即残积型金矿床、铁帽型金矿床和红土型金矿床。残积型金矿床是由金矿床或含金地质体在风化后基本未经搬运,且金矿物未经胶结而残留在原地风化壳中富集而成的金矿床。铁帽型金矿床是由含金硫化物矿床经风化作用后产在硫化矿床氧化带铁帽中的矿床;红土型金矿床则是由含金较高的地质体在表生作用的红土化作用下,金发生活化、迁移、沉淀富集在红色风化壳中的金矿床。可以看出三者所经受的风化作用的程度不同,金矿体赋存的风化壳类型也不同。

风化壳型金矿床具有埋藏浅、易露采、矿石易选、金品位较原生矿床高的特点,因而具有重要的工业价值。但中国该类金矿床不甚发育,发现矿床不多,探明储量较少,仅占岩金储量的2.6%左右。近20年来,该类矿床逐渐受到重视,找到了如安徽黄狮涝山、新桥、代家冲,江西吴家等铁帽型金矿;湖北蛇屋山、贵州老万场、湖南龙形寨、云南北衙、广西龙塘及下甲等红土型金矿床。表明该类金矿床在中国有一定的找矿前景,值得进一步研究探索。

由于残积型金矿床目前发现很少,曾有人将四川木里耳泽金矿划为残积型金矿床,但也有人将其划为铁帽型金矿床,本书也暂不叙述。而铁帽型金矿床与红土型金矿床二者在成矿特征上差异较大,故本书将分别叙述。

各类金矿床的地质特征分述于后,中国主要岩金矿床类型简要地质特征见表5-13。

5.4.3 主要金矿床类型

5.4.3.1 绿岩带型金矿床

A 概述

绿岩带型金矿是在绿岩带的地质构造背景下,在绿岩带形成、发展、改造演化过程中的不同阶段形成的,并产于花岗岩—绿岩带中的一系列金矿床的总称(沈保丰等,1998)。

绿岩是指普遍绿化了的一套超基性—基性、中酸性火山岩系和部分沉积岩。这些岩石在区域变质作用或退化变质作用中,可形成一系列辉石类、角闪石类、滑石、云母、绿泥石、绿帘石等以绿色矿物为特征的岩石,岩石被染成绿色,故称绿岩。花岗岩—绿岩带由中低级变质层状岩系及英云闪长岩—奥长花岗岩系构成,通常绿岩带分布于花岗质岩石中。变质程度由绿片岩相至角闪岩相,中国有的可达麻粒岩相。它产出在主要由灰色片麻岩组成的卵形隆起构造带——陆核的边缘。

一般认为绿岩序列自下而上大致可分三套岩石组合:下段为镁铁质和超镁铁质火山岩,以镁铁质火山岩为主,包括科马提岩,有时还有层状超镁铁质杂岩体,可变质为次闪石化辉石岩、阳起石岩、滑石片岩、纤闪石化角闪岩;中段为钙碱性火山岩,由低钾玄武岩—安山岩—流纹岩组成,或为双峰式镁铁质—长英质火山岩组合,火山碎屑岩的数量往往多于熔岩,基性火山岩可变质为斜长片岩、斜长角闪岩及角闪岩;上段为沉积岩系,其下部为浊积岩系,包括页岩、泥质砂岩、杂砂岩等,上部为浅水沉积岩组合,主要为砾岩、石英岩、碳酸盐岩、燧石岩等,条带状铁矿主要见于绿岩层序的中上段,该段岩石可变质成各种斜长片岩、片麻岩、磁铁石英岩。

沈保丰等(1996)将绿岩带型金矿床划分为两个类型:一类是构造晚期初生型金矿床,主要形成于晚太古代至早元古代绿岩带变质变形作用期;另一类为构造期后再生型金矿床,形成于绿岩带变质变形期后,与后期的叠加改造作用有关。

中国绿岩带型金矿床主要分布在北方,且主要在华北地块周边,如小秦岭、五台山、胶东、冀东、冀北、辽西、辽北吉南、乌拉山、色尔腾山等地。成矿时代有一老一新的特点,一为晚太古代—早元古代,一为海西期—燕山期。

该类矿床规模较大,常可达大型、超大型,国外如波丘潘、赫姆洛、科尔—阿迪森、戈尔登迈尔、莫洛韦洛及科拉尔等为超大型金矿床(吴美德等,1986);国内如夹皮沟、焦家、玲珑、文峪、东闯、金厂峪、小营盘、排山楼等大型、特大型金矿床。

近年来,国内外一些学者将该类矿床的绝大部分矿床称为造山型金矿床,如陈衍景等(2006)认为,华北地块周边的胶东、阴山、燕辽地区及秦岭的脉状金矿床就属于造山型金矿床。但对这一认识目前同样存在一些争论,如翟明国等(2004)就提出胶东型金矿床为非造山型金矿床。

B 成矿地质特征

a 构造环境

成矿的地质构造环境在中国主要为华北地块周边,并主要围绕地块中7个古陆核的边缘分布,受后期地质作用改造明显,与深大断裂关系密切,多分布于深大断裂系统中。国外主要为地盾区。

b 含矿岩系及层位

中国绿岩型金矿床含矿岩系的变质程度已达角闪岩—麻粒岩相,其原岩主要为基性火山岩,可能有少量超基性火山岩。华北地台绿岩带主要有三种岩石组合类型:

(1) 连续的钙碱性火山—沉积岩系+少量的沉积岩,如清原、金城洞、五台山和登封等绿岩带;

(2) 镁铁质—超镁铁质火山岩+少量长英质火山岩+沉积岩,如夹皮沟、鞍本和鲁西等绿岩带;

(3) 双峰式火山岩系+大量沉积岩,如小秦岭、辽西、色尔腾山、胶东、鲁山等绿岩带。在各花岗岩—绿岩带中,花岗质岩石的分布面积要占一半以上,早期侵入的主要为奥长花岗岩、英云闪长岩和花岗闪长岩(即TTG,钠质花岗岩),呈具明显片麻状构造的岩基或底辟式的岩株产出,晚期侵入的为钾质花岗岩。

具体如夹皮沟金矿田的容矿围岩主要为细粒斜长角闪岩,次有斜长角闪片麻岩、角闪斜长片麻岩和英云闪长质—奥长花岗质片麻岩,其岩石含金丰度高,斜长角闪岩平均含 $\text{Au } 330 \times 10^{-9}$,角闪岩平均含 $\text{Au } 33 \times 10^{-9}$;清原一带与绿岩带有关的金矿的含矿岩石主要为磁铁黑云石英岩、黑云变粒岩及浅粒岩;五台地区绿岩带型金矿床的容矿围岩为各类片岩夹角闪磁铁石英岩;胶东地区胶东群的岩性主要为黑云变粒岩、斜长角闪(片麻)岩,次为片岩、大理岩、磁铁石英岩及石英岩,具体含矿岩石主要为玲珑花岗岩,其中胶东群平均含 $\text{Au } 20 \times 10^{-9} \sim 23 \times 10^{-9}$,而玲珑岩体平均含 $\text{Au } 16.04 \times 10^{-9}$,郭家岭花岗岩平均含 $\text{Au } 36.96 \times 10^{-9}$ 。总体看,中国绿岩带金矿岩系中下部超镁铁质熔岩极不发育,并且在层序底部基本不发育厚大的科马提岩。

该类金矿床主要产在太古宙绿岩带中,赋矿层位主要有夹皮沟的老牛沟组、三道沟组(如夹皮沟、二道沟、三道沟、三道岔、板庙子、小北沟金矿床),建平群小塔子组(如金厂沟梁、红花沟、莲花山金矿床),迁西群(八道河群)王厂组(如金厂峪金矿床),乌拉山群(如哈达门沟金矿床),桑干群涧沟河组、化家营组(如小营盘、张全庄金矿床),太华群(如文峪、东闯金矿床),胶东群蓬乔组(如玲珑、焦家、新城、三山岛、大尹格庄金矿床)及五台群(如辛庄金矿床)等层位。

c 成矿时代

国外绿岩带型金矿的成矿时代一般在晚太古代或早元古代。中国绿岩带型金矿床成矿时代一般较晚,虽有晚太古代—早元古代形成者,但主要是晚古生代或中生代成矿。如夹皮沟金矿床的成矿时代,沈保丰等(1998)研究认为,其主成矿期时代为 $2469 \sim 2475 \text{ Ma}$,但有 $1800 \sim 2000 \text{ Ma}$ 及 $130 \sim 272 \text{ Ma}$ 两次重要的矿化叠加改造;罗镇宽等(1993)认为,胶东玲珑金矿床的成矿时代为燕山期,等等。

d 控矿构造

矿床主要受韧性剪切带控制,一般早期受韧性剪切带控制,而工业矿体则受晚期显生宙叠加的脆性变形控制。同时,上部一般为脆性张性断裂控矿,深部常为韧性剪切断裂控矿。此外还有断裂复合—叠加岩体接触带控矿,这在胶东地区表现明显。

另外一种控矿构造就是岩脉接触带构造,如在夹皮沟地区,夹皮沟本区和二道沟矿区矿脉产在闪长玢岩脉上、下盘,八家子矿区矿脉产在石英正长斑岩下盘,四道岔矿区矿脉产在辉绿岩脉上、下盘和中间。

e 矿化特征

(1) 矿体特征。本类金矿床可进一步分为含金石英脉型、含金硫化物石英脉型及含金硫化物蚀变岩型。含金石英脉型如小秦岭地区、玲珑浅部、夹皮沟本区及三道岔、二道沟、小营盘等金矿床;含金硫化物石英脉型如金青顶、金厂峪、金厂沟梁等金矿床;含金硫化物蚀变岩型如焦家、新城、三山岛、玲珑深部、夹皮沟地区的庙岭、三道沟等三个金矿床类型。

矿体呈脉状、复脉状、网脉状、似层状、透镜状,有胀缩、分支复合现象,或呈雁行状产出。矿体延长延深都较大,有时甚至延深大于延长,如金青顶金矿。矿床规模一般都较大,常为大型、特大型,如新城、焦家、三山岛、玲珑、大尹格庄、东风、台上、金厂峪、金厂沟梁、哈达门沟、小营盘、夹皮沟老区、三道岔、二道甸子、文峪、东闯等金矿床。

(2) 矿石特征。矿物组合可分为石英-黄铁矿-自然金组合、石英-黄铁矿-多金属硫化物-自然金、银金矿组合。矿石中金属矿物主要是黄铁矿,次有黄铜矿、方铅矿、闪锌矿,少量矿物有磁黄铁矿、磁铁矿、赤铁矿、镜铁矿、白铁矿、褐铁矿、白钨矿、黑钨矿、辉铜矿、辉铋矿、辉钼矿、辉锑矿、斑铜矿、碲化物及硫盐矿物;非金属矿物以石英为主,含量高达70%~95%,次为绢云母、绿泥石、长石、重晶石,以及方解石、白云石、铁白云石、菱铁矿等碳酸盐类矿物;贵金属矿物主要为自然金、银金矿,少数矿区(如杨寨峪、金青顶)有少量金和银的碲化物,如碲金矿、针碲金矿、碲金银矿、碲银矿及碲铋银矿等矿物。

矿石结构:有他形、半自形、自形晶粒状结构、碎裂结构、交代残余结构、乳滴状结构、包含结构、揉皱结构,有时有似斑状结构、斑状变晶结构、填隙结构、斑状结构等。

矿石构造:有脉状、网脉状、浸染状构造,次有角砾状,交错脉状、条带状、条纹条带状、块状、团块状等构造。

金矿物以显微可见金为主,粒径一般为0.001~0.2 mm。载金矿物主要为黄铁矿、石英,次有黄铜矿、方铅矿、铁白云石、方解石、菱铁矿、闪锌矿、磁铁矿、黝铜矿等。金的赋存形式主要为矿物金,极少数为超显微金。矿物金主要为粒间金和裂隙金形式存在,次为包体金,如焦家及新城金矿床的粒间金占65.7%,裂隙金占24.63%,包体金占9.6%;排山楼金矿床,粒间金占89.48%,裂隙金占6.35%,包体金为4.17%。但金厂峪是以包体金为主,玲珑金矿西部以裂隙金及粒间金为主,东部九曲矿段以包体金为主。

中国绿岩带型金矿床中金矿物金的成色较国外同类矿床的低。中国金的成色属中偏高,各地不一,如小秦岭金矿田偏高,平均898($n=15$),以自然金为主,次为银金矿;夹皮沟金矿带平均833($n=23$);胶东成矿带平均727($n=34$),以银金矿为主,次为自然金,小营盘金矿平均843。

(3) 围岩蚀变。该类型金矿的蚀变主要有黄铁绢英岩化、绢英岩化、硅化、绢云母化、黄铁矿化、绿泥石化、碳酸盐化(包括方解石化及铁白云石化)、绿帘石化及钾长石化,有的矿区还有黑云母化、“红化”、高岭土化、钠长石化、镜铁矿化、萤石化等。

蚀变有一定的分带性,大致可分为内、中、外三带。一般内带为黄铁矿化、黄铁绢英岩化、绢英岩化、硅化、碳酸盐化(绢云母化、绿泥石化);中带有绢云母化、钾长石化(碳酸盐化)、“红化”;外带为黑云母化、绿泥石化、绿帘石化。

由于容矿围岩的不同及矿化类型上的差异,在不同矿区矿床的蚀变类型、蚀变强度及蚀变分带上都有一定差异。如胶东成矿带的招掖地区,含金石英脉型金矿床的蚀变分带从含金石英脉向两侧依次为:黄铁绢英岩→黄铁绢英岩化花岗岩→绢云母化花岗岩→钾化花岗岩→花岗岩;在金青顶金矿床,在矿脉两侧的蚀变为:黄铁绢英岩→绢英岩→绢云母化钾化

二长花岗岩→二长花岗岩;在燕辽成矿带的金厂峪金矿床,从含金石英脉往两侧的分带依次为:硅化-绢云母化带→绢云母-绿泥石化带→绿泥石化带→片理化黄铁矿化斜长角闪岩带→斜长角闪岩带;在小秦岭成矿带的杨寨峪金矿床的蚀变分带为:强黄铁绢英岩化、强硅化(内带)→黄铁矿化、绢云母化、碳酸盐化、硅化、钾长石化、绿泥石化、绿帘石化(中带)→绢云母化、绿泥石化、绿帘石化(外带);夹皮沟金矿成矿带的蚀变分带不明显,总体趋势是绿泥石化和碳酸盐化趋向于内、中带,绢云母化趋向于外带。

C 成矿作用

该类金矿床的成矿物质主要来自绿岩带,成矿时代既有晚太古代—早元古代的同构造期成矿,也有晚古生代—中生代,特别是燕山期的构造期后成矿。成矿作用有变质热液成矿或变质热液+岩浆热液叠加改造成矿。

在早前寒武纪古陆核的边缘活动带形成了厚大的以镁铁质火山岩为特征的绿岩建造,地幔中的金伴随超基性—基性火山作用一起喷出海底,形成了原始的含金建造,并有金的局部富集,为今后金矿成矿提供了一定矿源。晚太古代晚期,古老微板块的聚合,伴随裂谷或弧后盆地的闭合,导致了绿岩建造的深埋和变质变形,深部的镁铁质火山岩的部分熔融,产生了同构造期和晚期的花岗质岩浆的侵入,形成了花岗岩—绿岩带,同时,在古陆块边缘还发育多期次的大型韧性剪切系统,伴随低角闪岩相的区域变质和绿片岩相的退变质作用,岩石发生脱挥发分作用,释放出的Si、CO₂、H₂O和Au等成矿物质,形成大片的变质含矿热液,并有同期可能的岩浆流体和深源(下地壳—地幔)含矿流体的混合,在深部形成含矿热流体,受温压梯度的影响,沿韧性剪切带向上运移,同时受到下渗循环,天然水或海水的加入,于是对围岩产生退变质作用。进一步获取成矿物质。当金矿热流体聚集到有利的构造扩容部位,发生沉淀富集成矿,形成了构造晚期初生型的脉状和细脉浸染状矿床。

在华力西—燕山期,由于中国东部受太平洋板块俯冲作用的影响,产生了强烈的构造—岩浆作用,深部地壳的重熔形成沿古陆边缘分布的大片花岗质侵入体和部分幔源物质带,同时也使地层中的金进一步活化、迁移,在成岩晚期,与岩浆流体、幔源物质、天然水、海水混合形成新的含矿流体,或在有利构造部位富集成矿,或对早期形成的金矿局部叠加、改造,形成了构造期后再生型金矿床。

D 矿床实例:山东焦家金矿床(据陈纪明等,1997)

a 地质概况

焦家金矿床位于山东省莱州市境内,为一特大型金矿床,为“焦家式”金矿床(破碎带蚀变岩型金矿床)的代表矿床。金矿床位于胶东隆起区,西部为沂沭深大断裂,产于招掖成矿带中。

区内出露地层主要为太古宇胶东群,由黑云变粒岩、黑云斜长片麻岩、斜长角闪岩等组成,具不同程度混合岩化现象,属中深变质岩系。原岩为一套基性—中基性火山岩—火山碎屑岩建造。中、古元古界荆山群、粉子山群和新元古界蓬莱群地层不整合于胶东群之上,在该区外围零星出露。

由于太平洋板块俯冲作用的影响,古老的胶东隆起区在中生代强烈活化,发生了大规模的构造岩浆活动,胶东群地层深熔或重熔形成的花岗岩浆侵入形成了玲珑片麻状黑云母花岗岩体、栾家河中粗粒黑云母花岗岩体、郭家岭花岗闪长岩体和大量中酸性脉岩。使胶东群

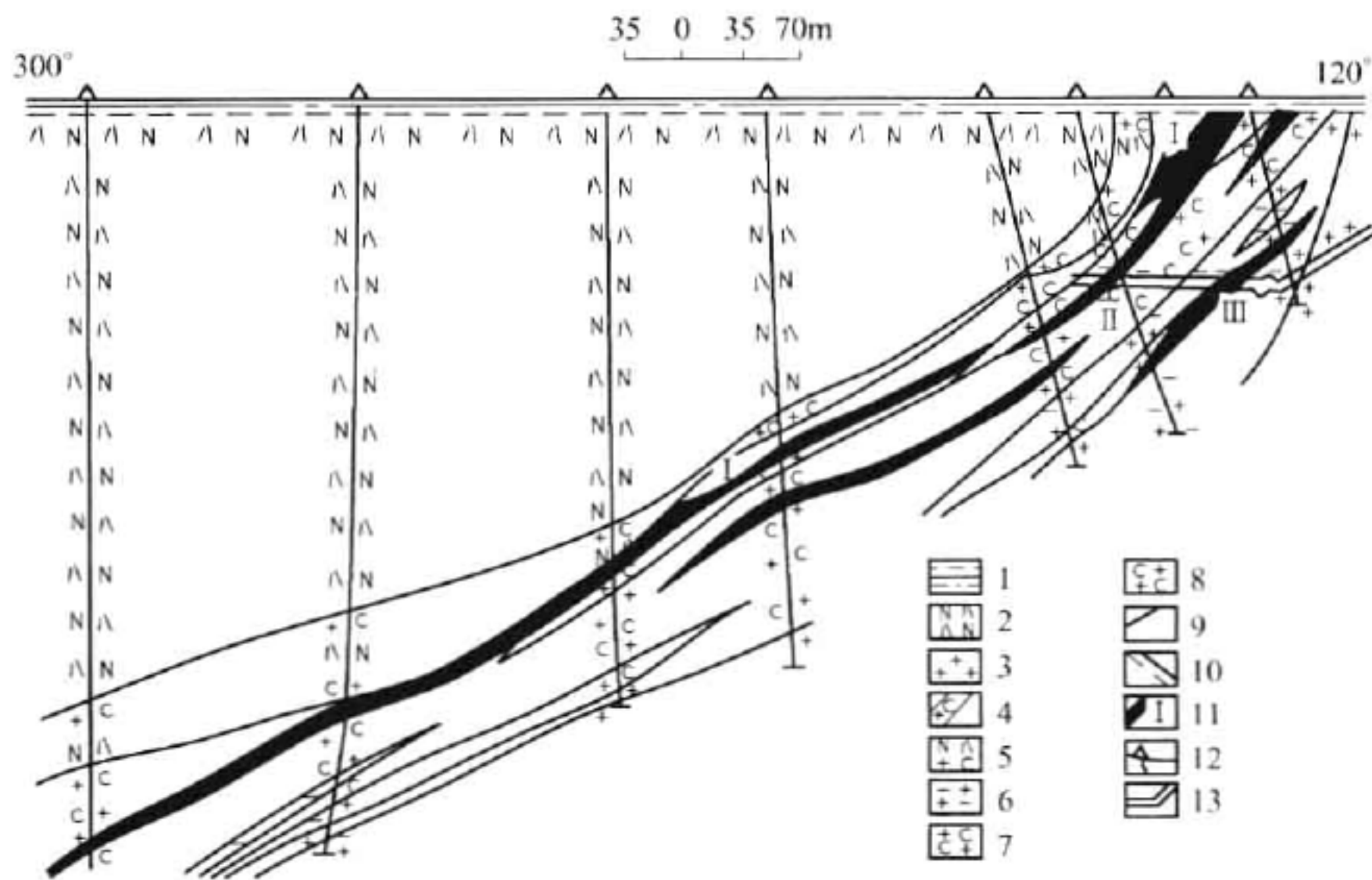


图 5-5 焦家金矿床 96 线地质剖面图(据山东地质六队)

1—砂质黏土;2—斜长角闪岩;3—玲珑花岗岩;4—煌斑岩;5—绢云母化混合岩化斜长角闪岩;
6—硅化花岗岩;7—绢云母化花岗岩;8—黄铁绢英岩质碎裂岩;9—断裂;10—地质界线;
11—矿体及编号;12—钻孔及编号;13—斜井及编号

(2) 矿石特征。焦家金矿床的矿体即为含蚀变构造岩,其主矿体由含金黄铁绢英岩构成,其中充填了石英硫化物细脉;次要矿体由黄铁绢英岩化、硅化花岗岩构成,其中充填有石英硫化物的细脉和含金黄铁矿细脉。

1) 矿石矿物组分:金属矿物主要为黄铁矿、自然金、银金矿,次为黄铜矿、方铅矿、闪锌矿、菱铁矿,少量磁黄铁矿、毒砂、斑铜矿、磁铁矿、镜铁矿等;脉石矿物主要为石英、绢云母,次为方解石、斜长石、钾长石,少量绿泥石、磷灰石、重晶石、石榴石等。

2) 矿石结构与构造:矿石结构以晶粒状结构为主,其次为压碎、乳滴、包含、网状与交代残余结构等。矿石构造以脉状、细脉状、浸染状构造为主,其次有角砾状、斑点状、网脉状构造等。

3) 矿石类型:属低硫银金矿石。其自然类型为浸染状黄铁绢英岩型、细脉浸染状黄铁绢英岩质碎裂岩型、网脉状黄铁绢英岩化碎裂状花岗岩型。

(3) 金矿物特征。该矿床中,金主要以独立矿物银金矿和自然金的形式存在。自然金呈微粒状,粒度一般 2~4 μm。银金矿主要呈粒状、树枝状、片状或微脉状集合体,粒径多在 8~30 μm 之间。金矿物主要呈包体金、晶隙金和裂隙金 3 种赋存状态,所占比例分别为 13%、32% 和 55%。包体金主要包含在黄铁矿和黄铜矿中,少量被石英、方铅矿和闪锌矿所包裹。绝大部分的晶隙金和裂隙金分布在黄铁矿的晶隙和裂隙中。金的成色为 647~851。

(4) 围岩蚀变特征及成矿阶段。

1) 焦家金矿床的显著特征是围岩蚀变发育,蚀变岩横向分带明显,在主断裂面下盘的花岗质构造岩中蚀变带达 200 m 以上,在上盘的斜长角闪岩质构造岩中蚀变带较窄,蚀变矿化较弱。主要的围岩蚀变类型有钾化、硅化、绢英岩化、黄铁矿化、碳酸盐化和绿泥石化等。蚀变分带明显,由断裂至围岩为断层泥—黄铁绢英岩—黄铁绢英岩化花岗质碎裂岩—钾化、绢英岩化碎裂花岗岩—钾化带—玲珑花岗岩(围岩)。金矿化作用以主断裂面附近断层泥

外的黄铁绢英岩化带最强,形成富工业矿体,而断层泥很明显,极易发现。

2) 该金矿的成矿作用大致划分 3 个阶段:石英-黄铁矿阶段;金-石英-多金属硫化物阶段;石英-碳酸盐阶段。其中第二阶段是主要成矿阶段。

c 矿床成因分析

(1) 成矿的物理化学条件。据范永香资料,焦家金矿床的成矿温度变化范围较大,在 402~151℃之间,并自 1~3 矿化阶段成矿温度是逐渐降低。成矿热液的 pH 值为 4.56~7.5,有自弱酸性向碱性演化的趋势。包体液相组分中的阳离子以 Ca^{2+} 、 K^{+} 、 Na^{+} 、 Mg^{2+} 为主,阴离子以 HCO_3^{-} 、 SO_4^{2-} 、 Cl^{-} 、 F^{-} 为主,从成矿早阶段至晚阶段 K^{+} 、 Na^{+} 离子浓度具高一低一高的变化规律,而 Ca^{2+} 离子与之相反。说明该矿床属中温或中低温热液矿床,成矿反映了矿物结晶时为弱酸-弱碱性,成矿热液属 Ca^{2+} - HCO_2^{-} 型。

(2) 稳定同位素特征。硫、氢、氧同位素:焦家金矿床与围岩的硫、氧(石英)同位素测试结果如表 5-14 所示。

表 5-14 焦家金矿床与围岩硫、氧同位素组成

取 样 位 置	硫同位素 $\delta^{34}\text{S}/\text{‰}$		氧同位素 $\delta^{18}\text{O}/\text{‰}$	
	变化范围	平均值	变化范围	平均值
焦家金矿床	8.7~11.5	10.3	8.4~12.4	
玲珑花岗岩	7.9~10.2	9.5	8.4~12.4	11.5
郭家岭花岗岩			9.4~11.45	10.3
胶东群	6.1~7.8	7.2	11.6~12.6	12.1

表 5-14 数据表明:焦家金矿床的硫同位素组成与玲珑花岗岩及胶东群变质岩相似,说明与成矿有关的硫来自花岗岩围岩和胶东群变质岩;并且三者的氧同位素也很相近,反映其明显的成生联系。直接测定包体水获得焦家金矿床矿液的 $\delta^{18}\text{O}_{\text{H}_2\text{O}}\text{‰} = -4.41 \sim 6.69$,平均为 5.3‰ , $\delta\text{D}_{\text{H}_2\text{O}}\text{‰} = -60.1 \sim -92.0$,平均为 -70.2‰ ,接近岩浆水的值。在 $\delta\text{D}-\delta^{18}\text{O}$ 图中,焦家金矿床的投点落在岩浆水区或其左下侧,有向大气降水线漂移现象,进一步说明成矿热液是以岩浆水为主,有天水加入的多源热液。

铅同位素:焦家金矿床的铅同位素总的变化范围较小 $^{206}\text{Pb}/^{204}\text{Pb} = 17.119 \sim 17.366$, $^{207}\text{Pb}/^{204}\text{Pb} = 15.418 \sim 15.715$, $^{208}\text{Pb}/^{204}\text{Pb} = 37.667 \sim 38.595$ 。单阶段模式年龄为 843~1016 Ma,属古老正常普通铅。计算得源区特征值也很稳定, μ 值为 8.88~9.43,低于 9.58,据 R Doe 的资料认为此种低 μ 值来自下部地壳或上地幔。

(3) 矿床成因。焦家金矿床的矿质主要来自太古宇胶东群地层,沂沭深大断裂的长期活动及其派生的 NE、NNE 向断裂控制其矿床产出部位。燕山期的玲珑花岗岩(第一次)、郭家岭花岗闪长岩(第二次)、深源岩脉(第三次)侵入活动过程中的多次成矿作用,使金质运移至断裂破碎有利部位富集成矿。其中郭家岭花岗闪长岩在成矿过程中起了重要作用。

矿床属构造期后再生型绿岩带金矿床。

5.4.3.2 浅变质碎屑岩型金矿床

A 概述

浅变质碎屑岩型金矿床是指产于元古宇—古生界的含碳浅变质碎屑岩系中的金矿床,

可简称为浅变质岩型金矿床。岩石类型包括板岩、千枚岩、片岩、变质砂岩、石英岩,夹中基性或中酸性火山岩,根据岩石组合及岩系中所含火山物质的差异,又将这类浅变质碎屑岩分为含碳细碎屑岩系、含碳火山—碎屑沉积岩系和沉积—火山岩系三种岩系。

含碳细碎屑岩系由浅变质海相细碎屑岩夹少量火山碎屑岩组成,以板岩、片岩、千枚岩、粉砂岩为主体,夹有凝灰岩、结晶灰岩或大理岩,含有机碳及硫化物。属于该类岩系的有辽河群、老岭群、东风山群、冷家溪群、板溪群、云开群、水口群等地层。

含碳火山—碎屑沉积岩系以泥、砂类碎屑岩为主体,夹中基性海相火山熔岩和沉凝灰岩,常由板岩、千枚岩、变质细砂岩、粉砂岩夹细碧—角斑岩及沉凝灰岩等组成,碎屑中含有有机碳和硫化物。属于该类岩系的有双桥山群、双溪坞群、四堡群、毛集群(二郎坪群)、信阳群、红安群等地层,还有中国西部的碧口群、云南的老王寨组(C_1)、新疆的托克萨雷组(D_2)等地层。

沉积—火山岩系主要层位为熊耳群,以中性火山岩系为主体,底部有少量碎屑沉积岩。其岩石组合为,下部含砾长石石英砂岩;中部为赋矿岩层,有安山岩、玄武安山岩及英安质流纹岩;上部为流纹岩、安山岩、英安岩等。

该类矿床在国外有多种叫法,在前苏联称为黑色岩系金矿床,在加拿大叫浊积岩型金矿床。国外该类矿床较发育,如乌兹别克斯坦的穆龙套金矿床、吉尔吉斯斯坦的库姆托尔金矿床、俄罗斯的宗毫巴金矿床、澳大利亚塔斯曼地槽早奥陶世板岩、杂砂岩、粉砂岩和石英岩中的巴拉腊特—本迪戈金矿床均为超大型矿床。在中国也找到了猫岭、银洞坡、老湾、上宫、金山、沃溪、河台、多拉纳萨依、老王寨等大型金矿床。中国该类金矿主要分布在华北地块北缘元古宙裂陷槽、华北地块南缘、江南古陆、云开古陆、陈蔡隆起、大瑶山隆起及三江褶皱系等地的浅变质碎屑岩分布区。近年来,国内外一些学者又将该类矿床称为造山型金矿床,如陈衍景等(2006)将沃溪、上宫、银洞坡等金矿床,闫升好等(2006)将多拉纳萨依、赛都等金矿床,丰成友等(2004)将青海东昆仑地区的五龙沟、开荒北、小干沟、东大滩及大场等金矿床都划入造山型金矿床之列。

B 成矿地质特征

a 构造环境

浅变质碎屑岩型金矿床成矿的构造环境为古隆起边缘,元古宙裂陷槽或拗拉谷,槽台边缘活动带,元古宙—古生代褶皱造山带及区域性断裂两侧。

b 含矿岩系及层位

该类金矿床含矿岩系的主要特征是岩石变质程度较低,多为绿片岩相,或接近绿片岩相,少数可到角闪岩相。岩性主要为含碳的细碎屑岩,次为火山岩,含矿岩系时代以元古宙为主,次为古生代。如上述又细分为三种岩系。

产于含碳细碎屑岩系中的金矿床有冷家溪群中的黄金洞、西冲金矿床,板溪群中的漠滨、柳林叉、沃溪金矿床,辽河群中的猫岭、白云、四道沟金矿床,老岭群中的南岔、错草、荒沟山金矿床,云开群中的河台金矿田的高村、云西、后劲、太平顶金矿床;产于含碳火山—碎屑沉积岩系中的金矿床有双桥山群中的金山金矿床,双溪坞群中的中乔金矿床,二郎坪群歪头山组中的银洞坡金矿床,信阳群中的老湾金矿床;产于沉积—火山岩系中的金矿床有熊耳群中的上宫金矿床。

赋矿层位以中晚元古代的地层为主,次为早元古代及早古生代的地层。如早元古代的

辽河群、集安群、老岭群,中元古代的熊耳群、双溪坞群、陈蔡群、双桥山群、冷家溪群;晚元古代的板溪群、云开群、江口组;元古宙—古生代的二郎坪群歪头山组;早古生代的水口群、八村群等。此外,在中国西部还有前寒武纪的碧口群,新疆的中泥盆统托克萨雷组(多拉纳萨依金矿床),云南的下石炭统老王寨组(老王寨金矿床)。

c 控矿构造

(1) 区域性韧—脆性深大断裂带及其旁侧的韧性剪切带或脆性断裂带控矿,如河台、金山、中岙、璜山、黄金洞、猫岭、南岔、荒沟山、老王寨等金矿床。

(2) 褶皱构造控矿,如沃溪、银洞坡、龙山、东风山等金矿床。

(3) 压扭性或张扭性断裂控矿,如老王寨、多拉纳萨依等金矿床。

(4) 密集断裂带或密集裂隙带控矿,如上宫为密集断裂带控矿,银洞坡金矿床受到密集裂隙带控制。

(5) 层间断裂带控矿,如沃溪、银洞坡、黄金洞、老王寨及金山等金矿床。

d 矿床地质特征

(1) 矿床层控特征明显。这一特征表现在两个方面,一是这类矿床的赋矿层位总体上以中、上元古界为主,次为下古生界;二是在不同地区金矿的赋矿层位不同,在同一地区其赋矿层位又基本相同。如在江南古陆及其邻区的不同地段,金矿控矿层位呈现有规律的变化,在东部为中元古界双桥山群(金山金矿床);中部的湘赣毗邻地区为中元古界冷家溪群(黄金洞、万古金矿床);西部为上元古界板溪群马底驿组(沃溪、沧浪坪金矿床),西南部为上元古界板溪群五强溪组(漠滨、金井金矿床);在南缘为上元古界丹洲群及震旦系长安组—南沱组(福平包、分水坳金矿床);在古陆边缘毗邻地区有震旦系江口组龙山、古台山金矿床,以及桂北下奥陶统(李曲源、大庆岭金矿床)。其赋矿层位由东到西至南缘,表现出明显的逐渐变新的趋势,而在不同地段金矿的层位控矿特征又极为明显。其原因在于成矿作用与江南古陆在元古宙时的构造演化密切相关。

(2) 矿体特征。该类金矿床的矿化形式有含金石英脉型(猫岭、银洞坡、沃溪、黄金洞、龙水、桃花、中岙、璜山等金矿床)、含金细脉网脉带型(沃溪、黄金洞、南岔等金矿床)及破碎带蚀变岩型(河台、金山、上宫、黄金洞、银洞坡、猫岭、龙山等金矿床)。矿体呈脉状、似层状、层状、透镜状产出,矿体沿走向或倾向有时有膨胀收缩、分支复合、尖灭再现等现象,矿体产出常与层理一致。

(3) 矿石特征。矿石的矿物成分较简单,金矿物主要为自然金、银金矿,次为金银矿,部分矿区还有微量碲金矿、碲金银矿、方锑金矿及围山矿等矿物,金矿物粒度稍粗,为显微可见金或肉眼可见的明金(大于0.2 mm)。金矿物成色一般较高,多大于900,如江南古陆上该类型金矿床中金矿物的成色都较高,沃溪金矿床为989、黄金洞金矿床为961、漠滨金矿床为931、龙山金矿床为994、金山金矿床大于900,其他如河台金矿床为804~999,桃花金矿床为994,东风山金矿床为933,老王寨金矿床为997。但是华北地台边缘该类金矿床中金矿物的成色稍低一点,一般为800左右,如上宫金矿床为833,猫岭金矿床为813,银洞坡金矿床为594,少数自然金达917~923。矿石中金属矿物主要为黄铁矿,次为毒砂、磁黄铁矿,还有少量辉锑矿、铜、铅、锌的硫化物、白钨矿、黑钨矿、磁铁矿、菱铁矿、赤铁矿、白铁矿、辰砂、钛铁矿、车轮矿,以及部分银矿物,非金属矿物主要为石英、绢云母,次为绿泥石、方解石、铁白云石、白云石、长石等。

载金矿物主要为黄铁矿及石英,次为黄铜矿、毒砂、磁黄铁矿、辉铋矿、绢云母、白云石、方解石、银黝铜矿及碳质等。金的赋存形式各矿床不同,有的以包体金为主,如河台、老湾、多拉纳萨依等金矿床,有的以粒间金及裂隙金为主,如银洞坡、二甲、老王寨等金矿床。

(4) 围岩蚀变。该类矿床的围岩蚀变一般不甚发育,蚀变带宽度较窄,一般宽1~10 m,少数可达几十米至上百米。蚀变类型主要是硅化、黄铁矿化、绢云母化、碳酸盐化(包括铁白云石化、白云石化、方解石化、菱铁矿化),次为绿泥石化、毒砂化,还可能有钾钠长石化、磁黄铁矿化、黄铜矿化、萤石化、重晶石化、泥化、电气石化、石墨化、叶蛇纹石化等。

与金矿化关系密切的蚀变除常见的硅化、黄铁矿化、绢云母化外,还有铁白云石化、毒砂化,少数矿区的磁黄铁矿化、黄铜矿化(如河台)及绿泥石化也与金矿化关系密切。

C 成矿作用

目前已对该类金矿床的成矿作用提出了多种认识,可归纳为以下几种观点:岩浆热液成因、变质热液成因、沉积—改造成因、同生热水沉积成因、剪切带成矿等观点。

我们认为该类矿床的成矿不是单一的成矿作用,且在不同矿床的成矿作用也不尽相同。总体看,在元古代—古生代沉积建造形成阶段主要为金的初始富集、形成矿源层的阶段,其成矿作用可能主要是与海底(火山)喷气热水沉积作用有关,甚至可能有部分工业矿床的形成(如东风山金矿),而这种热水沉积成矿作用又常常与裂谷作用有关,以后在区域变质,动力变质(韧性剪切作用)、多期次的构造岩浆活动中,使成矿元素被活化、迁移,并在适当的物理化学条件下,在有利的构造部位沉淀富集成矿。其成矿流体既有初期深部的多源地下热水,也有后期的岩浆流体、变质热液,还有大量天水加入,为一种混合含矿流体;成矿动力或由造山运动提供,或由岩浆热动力,或由韧性剪切活动的动力变质作用提供热动力;成矿作用除含金建造形成时的热水沉积作用外,在不同矿区可有变质热液成矿,脆韧性剪切作用成矿。加里东期—燕山期的岩浆热液成矿作用,后期成矿作用是对早期形成的矿源层或矿床的叠加改造富集的成矿作用,因此应为沉积—改造成矿作用形成的矿床,其中早期的热水沉积成矿作用及后期的动力变质,特别是韧性剪切成矿作用是主要的成矿作用。

D 矿床实例:江西金山金矿床(据韦星林,1995;肖勇,1990;黄宏立等,1990)

a 矿区地质概况

金山金矿床位于江西省德兴县境内,处于德兴斑岩铜矿的南缘,为一特大型金矿床。

矿区处于扬子地块江南地体的东南缘,定位于赣东北韧性剪切蛇绿岩构造混杂带,即前人所称的“赣东北深大断裂带”中,是江南地体与钱塘地体两个二级构造单元长期碰撞剪切产生的一条穿时性动力变质带,形成于晋宁运动Ⅱ幕(800Ma)。而晋宁期形成的推覆型韧性剪切带对矿床起到了直接的控矿和容矿作用,如图5-6所示。

含矿岩系为中元古界双桥山群第三岩组,由板岩、绢云母千枚岩、砂质千枚岩、凝灰质千枚岩、变质晶屑凝灰岩、变质杂砂岩组成,夹多层变余安山玄武岩透镜体及硅质岩薄层,岩性组合为一套富含火山碎屑物质的浊积岩,其同位素年龄为1371Ma(刘英俊等,1989)。该变质岩系的变质程度属低绿片岩相。

区内的金山推覆型韧性剪切带为矿床的主要控矿—容矿构造,近东西走向,倾向北,倾角 5° ~ 35° 规模大,延长大于8 km,延深大于1300 m,厚为10~150 m,可达500~600 m。主剪切面呈舒缓波状,剪切带应变程度高、蚀变强,而且内部构造—蚀变分带清楚,从边缘向应变中心方向非对称式依次出现糜棱岩化带→初糜棱岩带→糜棱岩、超糜棱岩带,与之对应出

位变化大,金品位一般 $1 \times 10^{-6} \sim 10 \times 10^{-6}$, 单样最高 1687×10^{-6} , 品位变化系数 231% ~ 260%。

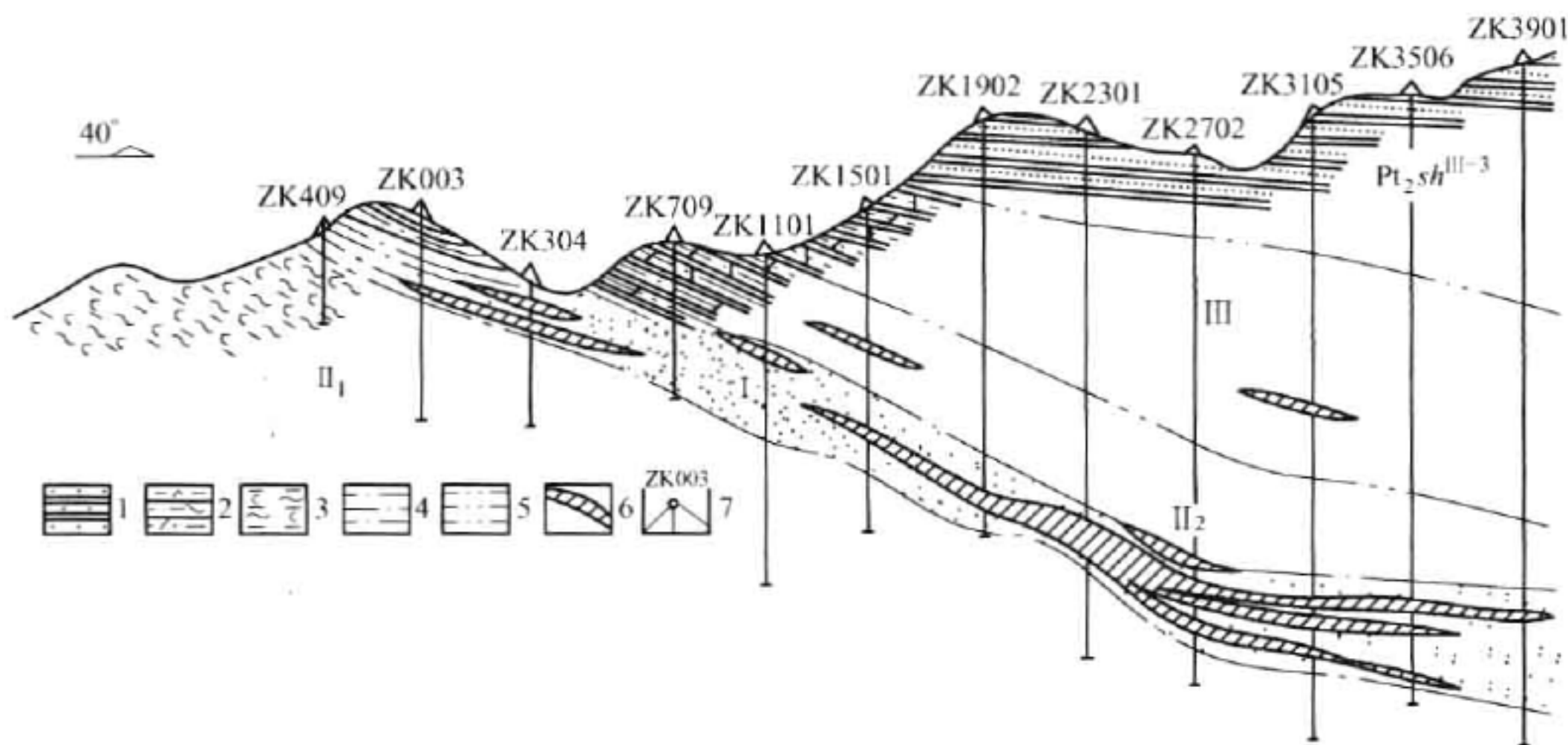


图 5-7 金矿韧性剪切带构造—蚀变分带剖面示意图

- 1—砂质板岩;2—糜棱岩化凝灰质板岩;3—含碳千糜岩;4—糜棱岩;
5—超糜棱岩;6—金矿体;7—钻孔及编号;
I—超糜棱岩、糜棱岩—石英、黄铁矿、铁白云石化、金矿化带;
II₂—初糜棱岩—石英、绢云母、白云石化带;
II₁—含碳千糜岩—绿泥石、方解石、碳化带;
III—糜棱岩化—绿泥石、方解石化带;
Pt₂sh^{III-3}—中元古界双桥山群第三岩组第三段

(2) 矿石特征。

1) 矿石类型。金矿石自然类型有蚀变构造岩型和石英脉型两大类。蚀变构造岩型矿石按岩石类型进一步划分,主要有:星散浸染状硅化黄铁矿化铁白云石化超糜棱岩—糜棱岩矿石、千枚岩矿石、碎裂岩—角砾岩矿石。由蚀变构造岩组成的矿体规模大,形态和品位等较为稳定;含金石英脉型多位于蚀变构造岩矿体上方,呈小扁豆状,品位富,变化大。

2) 矿石的矿物成分及金的赋存状态。矿石中金属矿物主要为黄铁矿,其次为磁黄铁矿、磁铁矿、白铁矿、黄铜矿、黝铜矿、方铅矿、闪锌矿、钛铁矿、菱铁矿、钨铁矿、白钨矿、锡石、白钛石、铬铁矿、氯钴矿、毒砂、辉钼矿等。非金属矿物主要为石英,次为绢云母、钠长石、铁白云石、绿泥石、白云石、重晶石、冰长石、阳起石、斜黝帘石等。黄铁矿为最重要的载金矿物,金占有率 80.8%,次要的载金矿物有黄铜矿、黝铜矿、闪锌矿、方铅矿及石英。

自然金是矿石中唯一的金矿物,呈不规则状、圆粒状、脉状嵌布于黄铁矿及石英的裂隙,粒间及粒中,以细粒嵌布为主,单体金占 85% 以上,包体金小于 15%,金的成色较高为 949 ~ 999。

3) 矿石结构构造。矿石结构有超糜棱结构、糜棱结构、半自形—他形粒状结构、破碎结构以及包含结构、乳滴状结构等。矿石构造以星散浸染状构造、碎裂状构造及条带状构造为主,次为角砾状构造、皱纹状构造、脉状—网脉状构造,以及晶洞—晶簇状构造。

4) 围岩蚀变。区内含矿岩系中的各类岩石普遍有不同程度的蚀变,蚀变类型有硅化、钠长石化、绢云母化、铁白云石化、菱铁矿化、白云石化、方解石化、绿泥石化、黄铁矿化、冰长

石化、重晶石化,斜黝帘石化等。其中碳酸盐化、绿泥石化最发育,分布最广。其他蚀变较弱或只局部发育。与金矿化关系密切的为硅化、黄铁矿化和铁镁碳酸盐化。

c 成矿作用

金山金矿的成矿经历了多期次多成因的复合叠加改造成矿作用,即:

(1) 中元古代早期,本区处于岛弧环境,沉积了一套火山碎屑浊积岩,与沉积物沉积的同时,有海底火山喷气热水沉积作用相伴,将上地幔中的金带入海盆,形成了初始矿源层。双桥山群第三岩组中存在的硅质岩薄层,金山矿田内西蒋矿区硅质岩含 Au 达 $1 \times 10^{-6} \sim 2 \times 10^{-6}$,则是海底火山喷气热水沉积的证据。表明不仅形成了初始矿源层,局部还可有工业矿化形成,其成岩成矿年龄约 1371 ~ 1401 Ma。

(2) 晋宁运动 I 幕的区域变质作用,使中元古代火山碎屑浊积岩褶皱变质形成双桥山群浅变质岩系,同时使原始含金建造中的金等成矿物质发生活化、迁移,在有利构造部位沉淀富集,形成区内的层间含金硅化带和顺层含金石英脉。其变形成矿时限约为 1000 ~ 1100 Ma。

(3) 晋宁运动 II 幕—加里东运动主幕为矿区主要变形成矿时期。变形机制为脆性条件下的剪切变形。构造变形早期为韧性变形,形成了区域内规模巨大的赣东北韧性剪切蛇绿岩构造混杂带及矿区的推覆型韧性剪切带。韧性变形使岩石强烈面理化、矿物定向化、细粒化。剪切带为具有高渗透率的贯通性通道和带状热液效应中心。

矿物细粒化作用使金从石英、黄铁矿等矿物中解脱出来,易于被循环运动的变质热液萃取迁移。动力变质热液在萃取金的同时,溶解了剪切带及其两侧围岩中的各种矿化物质,形成富含 SiO_2 、 CO_2 、 SO_4^{2-} 、 Cl^- 、 F^- 、 Na^+ 、 K^+ 等组分的成矿流体,金主要以 $[\text{Au}(\text{HS})_2]^-$ 、 $[\text{AuS}]^-$ 硫化络合物等形式迁移。持久的剪切应力使矿源层中的金通过热液循环持续向应变中心带浓集。这是金在韧性剪切应变过程中活化→萃取→迁移→富集的重要机制。

随着韧性剪切变形的进行,在剪切带中含金变质热液在其循环过程中也发生交代作用,形成了浸染状石英—黄铁矿—铁白云化蚀变和金矿化,乃至贫矿体。

随着构造演化,地块抬升,剪切带由韧性变形向脆性变形转化,应变中心带转变成应力集中的构造薄弱带,糜棱岩、超糜棱岩碎裂化,S—C 面理和各级剪切面发展为劈理、断层裂隙带,应变中心带变成减压扩容带。韧性变形期间浓集该带的含金矿液,由于温度、压力的改变及天水的加入使其溶解度大大降低,矿液在应力场的制约下就近进入低压空间和低化学势部位交代脆变构造岩及石英脉,形成工业矿化。

燕山运动早期,受太平洋板块向亚洲板块俯冲的影响,矿区及区域上发生的构造岩浆活动,对区内矿床有叠加改造作用。其 Rb—Sr 同位素年龄值,金山金矿床为 (167.4 ± 5.21) Ma(伍勤生,1989),德兴铜矿金矿母岩为 172 ~ 184.2 Ma(朱训,1983),银山含金多金属含矿母岩为 156 Ma(华仁民,1984),三者相近;在 $\delta\text{D}_{\text{H}_2\text{O}} - \delta^{18}\text{O}_{\text{H}_2\text{O}}$ 图解上,金山矿区的流体属于原生岩浆水及变质水范围,说明成矿流体既有岩浆热液又有变质热液的参加(黄宏立等,1990);黄铁矿的 Co/Ni 比值,金山矿区为 0.43 ~ 1.11,铜厂为 1.15 ~ 1.49(黄宏立等,1990),表明铜矿主要为岩浆成因,而金山可能既有热水沉积或沉积成因,又有岩浆成因。这些结果均表明燕山早期构造岩浆活动对金山金矿叠加改造作用的存在。

综合上述可以认为,金山金矿是海底火山喷气热水沉积成矿作用—区域变形成矿作用—韧脆性剪切动力变质成矿—构造岩浆活动叠加改造成矿等多期次多种成矿作用综合作用的

结果,其成因为沉积—改造型层控矿床。

5.4.3.3 沉积岩—硅质岩型金矿床

A 概述

该类金矿床是指产于细碎屑岩—泥质岩—碳酸盐岩—硅质岩系中的金矿床,称为沉积岩—硅质岩型金矿床。由于岩系中的硅质岩常具热水沉积特征,属热水沉积岩,并且除了硅质岩外,岩系中还有少量钠长石岩(如双王金矿床),也为热水沉积岩,因此,一些学者已将与之有关的该类金矿床称之为热水沉积矿床。基于此,我们在矿床命名中不是将其简单地称为沉积岩型金矿床,而是突出硅质岩的成因意义,称之为沉积岩—硅质岩型金矿床,但可简称为沉积岩型金矿床。

前人对该类金矿床有多种名称,如卡林型金矿床、微细浸染型金矿床、热水淋滤型金矿床、碳硅泥岩型金矿床、浊积岩型金矿床等等。应该说这些名称与我们所称的沉积岩—硅质岩型金矿床都是指的同一种类型的金矿床,即美国内华达州的卡林、金坑等金矿床,中国扬子地块周边的滇黔桂地区、秦岭地区、川西北地区,以及湖南、湖北、江西、安徽、广东、新疆等地的微细浸染型(卡林型)金矿床。其标准产地是1962年在美国内华达州发现的卡林金矿床。国内如贵州的板其、苗龙、戈塘、泥堡、丫他、紫木圪、烂泥沟,广西的金牙、高龙、明山、隆或、浪全,云南的革档、杂村,陕西的双王、二台子、八卦庙、金龙山、庞家河,甘肃的李坝、拉尔玛、坪定,四川的东北寨、丘洛、桥桥上,湖南的石峡、高家坳,新疆的萨尔布拉克等金矿床都属该类金矿床。还有些学者将该类矿床的部分金矿床称为造山型金矿床,如丰成友等(2004)将西秦岭地区的马鞍桥、双王、八卦庙、李坝、金山、马泉等金矿床划入造山型金矿床。

该类金矿床的共同特征是:

- (1) 以沉积岩为容矿岩石,岩系中常含硅质岩;
- (2) 矿床中金的粒度很细,为显微—次显微金,粒度常为零点几微米到几微米;
- (3) 矿床中有一套中低温矿物共生组合和围岩蚀变。

B 成矿地质特征

a 构造环境

该类金矿床的控矿构造环境主要为大地构造过渡带及大陆裂谷带。如美国西部内华达州的该类金矿床就产于两个不同构造单元之间的过渡带——罗伯茨山逆冲断裂带上,其东部为优地槽,西部为冒地槽,金矿床的赋矿地层主要为古生界。中国该类金矿床则主要分布在扬子地块周边的古生代及中生代一级、二级深大断裂带的拗陷区内及内外侧,大地构造位置处于稳定地块与活动地块的变化过渡带上,金矿床明显受扬子地块边缘的大陆裂谷带或裂陷槽控制,秦岭地区、川西北地区及滇黔桂毗邻区都经历了裂谷发展阶段。秦岭及川西北地区的该类型金矿床分布于扬子地块外侧古生代、中生代的陆缘裂陷槽中。滇黔桂毗邻区的金矿床则处于扬子地块西南缘的右江裂谷系中,且该裂谷系为一三联裂谷系,由北东向丘北—广南裂谷、北西向六盘水裂谷及北西向右江裂谷组成,其联结地带主要在黔西南地区,致使黔西南地区为滇黔桂金矿区中金矿床最发育的地区。

b 含矿岩系及层位

该类金矿床的含矿岩系是细碎屑岩—含碳黏土岩—不纯碳酸盐岩—硅质岩组合。就总体而言,主要的容矿岩石是细碎屑岩系,如东北寨、烂泥沟、八卦庙3个特大型矿床及李坝、

桥桥上、盐水沟、丫他、明山、金牙、高龙等大中型金矿床,次要的容矿岩石是黏土岩类(如革档、戈塘、马雄)和不纯碳酸盐岩(如紫木函、九源、坪定、马泉、石峡),硅质岩容矿有拉尔玛、高龙、浪全等金矿床的部分矿体,还有少量容矿岩石为火山碎屑岩(如泥堡)。

含矿岩系中的岩石类型具体为:细碎屑岩类有粉砂岩、含碳泥质粉砂岩、钙质粉砂岩、细粒杂砂岩、粉砂质泥岩等岩石;黏土岩类包括泥岩、碳质泥岩、钙质泥岩等岩石;碳酸盐岩类有泥灰岩、泥质瘤状灰岩、薄层灰岩、含粉砂岩、砂屑泥晶灰岩及泥质砂质白云岩,岩石中常含有泥质、粉砂质及黄铁矿,有时含碳质,为不纯的碳酸盐岩。硅质岩包括石英硅质岩、燧石岩等。此外岩系中还常有不同成因的构造角砾岩,如灰岩同生角砾岩、硅化构造角砾岩、构造热液钠质角砾岩等。少数矿区还有浅变质的板岩和变粉砂岩。在细碎屑岩及泥质岩中常含碳质、钙质及草莓状黄铁矿,反映了一种相对还原的沉积环境。火山碎屑岩主要玄武质凝灰岩及凝灰质砂岩。

该类金矿的赋矿层位如表 5-15 所示。其赋矿层位有如下特征:

表 5-15 中国南方沉积岩-硅质岩型金矿赋矿地层层位

地 层		滇黔桂接壤区	川西北、秦岭地区				皖鄂赣等地区	
三叠系	上统		东北寨、丘洛、普弄巴、桥桥上、马脑壳、盐水沟、哲波山					
	中统	烂泥沟、板其、丫他、堂上、金牙、高龙、浪全、明山、逻楼						
	下统	紫木函、三岔河	安场沟、大桥、早仁道					
二叠系	上统	戈塘、泥堡、大厂、鲁布格						
石炭系	上统	隆或						
	中统		马 泉				长坑(广东高要)	
	下统		盐水沟		金 龙 山	金龙山		
泥盆系	上统	庞家河				金 龙 山	腰俭	石峡(湖南衡东)
	中统	安家岔	坪定、李坝、三人沟、金山、八卦庙、双王、二台子、松潘沟				丘陵	高家坳 (湖南新邵)
	下统		革档、马雄-者隘					
奥陶系	中上统						吕山、富水	
	下统						里 亭	
寒武系	上统	苗龙						
	中统						宝山、虎龙冲	
	下统		拉尔玛(俄都、邛莫)				花 山	
震旦系	上统		李 家 沟				方山、柴山	
	下统						赵家岭	

- (1) 赋矿层位包括了除志留系外从震旦系至三叠系的所有层位。
- (2) 主要赋矿层位是泥盆系和三叠系,占已发现矿床数量的 75% 左右,次为寒武系,下石炭统和二叠系。
- (3) 在不同地区赋矿层位不同,但在同一地区又相对集中,如滇黔桂地区主要为中三叠统,为烂泥沟特大型金矿床及板其、丫他、堂上、金牙、明山、高龙等 10 余个金矿床的赋矿层

位,次要层位为下三叠统(如柴木沟、三岔河)及上二叠统(如戈塘、泥堡、大厂、鲁布格);川西北地区的赋矿层位主要为上三叠统,包括东北寨特大型金矿及丘洛、普弄巴、桥桥上、马脑壳、盐水沟及哲波山等金矿床都是产于这一层位中;秦岭地区赋矿层位主要为中泥盆统,如李坝、八卦庙、双王、坪定、金山、安家岔、金龙山、庞家河及二台子等大中型金矿床,次要层位为下寒武统,如拉尔玛大型金矿床;广东长坑金银矿的赋矿层位为下石炭统;赣西地区主要为下石炭统,下二叠统及下三叠统,等等。

(4) 同一地区赋矿层位的相对集中明显与该地区裂谷构造的演化发展有关,如滇黔桂地区,由于早二叠世—中三叠世为裂谷活动最大拉张期,因而也控制了该区金矿的赋矿层位主要为上二叠统一—中三叠统,这种层控现象实际反映了矿床的时控特征。

c 沉积环境

该类金矿床的沉积环境属过渡相的相对还原的沉积环境,处于浅水高能氧化沉积环境向深海低能还原环境的过渡地带,包括古陆(岛)边缘(秦岭地区、滇黔桂毗邻区)、水下隆起边缘(滇黔桂毗邻区)、台地边缘相(秦岭地区、滇黔桂毗邻区、皖浙赣毗邻区)、盆地边缘相(滇黔桂毗邻区、川西北地区)及斜坡相带(皖浙赣毗邻区)。这种环境大多受长期活动的同沉积断裂控制,因此赋矿地层厚度大,常具浊积岩特征,发育热水沉积岩,并富含碳质和草莓状黄铁矿,区域上还常伴有基性火山岩。

d 控矿构造

该类金矿床受构造控制明显,并表现出较明显的构造分级控矿特征,即大地构造过渡带或裂谷、裂陷槽控制金矿成矿区带的分布,如前所述。金矿带受区域性深大断裂,特别是区域性同沉积断裂的控制,如近东西向的秦岭北矿带受礼县—山阴大断裂带控制;秦岭南矿带则沿宕昌—凤县—镇安—信阳大断裂带分布,在滇黔桂地区呈北东东向展布的开远—平塘(南盘江)断裂带控制了黔西南烂泥沟、丫他、板其、沙子井等金矿床的分布,北西向的右江大断裂控制了桂西北金矿带的分布等等。控制矿田、矿床的构造为区域性深大断裂的次级断裂、短轴背斜或穹隆构造及大的古隆起边缘,如礼县—山阴大断裂的分支断裂礼县—罗坝—锁龙口断裂带控制着李坝、三人沟、崖湾里、田家河、郑沟里等金矿床(点)的分布;灰家堡背斜控制着紫木沟、三岔河、太平洞、普子垭、背阴坡、雄黄岩等金矿床(点)的分布;凌云古隆起(背斜)边缘分布有明山、金牙、逻楼、更新等金矿床。控制矿床、矿体的构造有小的古隆起区(孤岛状台地)边缘、同沉积断裂、层间断裂带及密集裂隙带,如纳板隆起(穹隆)边缘有板其金矿床;高龙隆起(穹隆)边缘有高龙金矿床;而高龙隆起周边的同沉积断裂分别控制鸡公岩矿段6号主矿体及金龙山矿段矿体的分布;戈塘及泥堡金矿床受层间断裂破碎带的控制;受密集裂隙带控制的矿床有烂泥沟、高龙、八卦庙、金牙、逻楼、戈塘、李坝及庆坪等金矿区的主要矿体。

e 矿化特征

该类金矿床的矿化与围岩的界线不清,主要靠化验品位圈定矿体边界。

矿体一般呈层状、似层状、透镜状,少量脉状。矿体有分支复合、尖灭再现现象。矿石主要呈浸染状,还有细(网)脉状、角砾状、纹层状等构造,具泥质、细碎屑质、粉砂泥质、自形—他形、交代、环带状及草莓状等结构。

矿石的矿物成分较简单。金矿物主要为自然金,有微量银金矿、金银矿、碲金矿、铋锑金矿、锡金矿、汞金矿。金矿物粒度极细,大部分为显微不可见金,以次显微金为主,除秦岭地

区外,绝大部分金矿床中金矿物的粒度小于 $1\ \mu\text{m}$,一般为 $0.1\sim 5\ \mu\text{m}$,少数为 $5\sim 74\ \mu\text{m}$,还有少数矿区可见明金,如八封庙金矿床,此外,在氧化带金矿物粒度稍粗。由于该类矿床的金矿物是以次显微金为主,因此金矿物的成色只能是对少量显微金研究的结果,该类矿床金矿物的成色很高,多大于 800,且以 950 以上占多数,平均为 930。

矿石中金属矿物主要为黄铁矿、毒砂,次为辉锑矿、雄黄、雌黄、辰砂、白铁矿、褐铁矿,微量矿物有黄铜矿、斑铜矿、磁黄铁矿、方铅矿、闪锌矿、黝铜矿、银黝铜矿、辉钼矿、辉钴矿、硫锑铅矿、硫砷铜矿、磁铁矿、赤铁矿、菱铁矿、自然银、自然砷、自然硫、孔雀石、铜蓝、黄钾铁矾及黄锑华等矿物。非金属矿物以石英、方解石、铁白云石、伊利石、绢云母为主,次有白云石、重晶石、黏土矿物、有机碳等,微量矿物有绿泥石、绿帘石、黝帘石、黑云母、电气石、金红石、文石、长石、锆石、钒云母、铬云母、硬石膏、磷灰石、沥青等。总体看属于中低温矿物组合。

主要的载金矿物为黄铁矿(褐铁矿)、毒砂、黏土矿物和石英,次为少量碳质和碳酸盐矿物。

矿床中最主要的共生元素是 As、Hg、Sb、Ba、U、Ag、Tl。As 主要为雄黄、雌黄,有少量毒砂和自然砷;Hg 主要为辰砂;Sb 为辉锑矿;Ba 为重晶石;U 矿物有沥青铀矿及铀黑;银矿物有深红银矿、锑银黝铜矿、硫锑铅银矿及辉锑银矿等;Tl 是分散元素,也有红铊矿。该类金矿床与汞、锑、砷等矿床的共生关系可归纳为“不离其宗、不在其中”的关系(刘东升等,1994),即它们在空间上同处一个矿带,但矿化中心部位不重叠,金矿床往往出现在汞、锑、砷矿床的边部,汞、锑、砷等矿化变弱的部位金矿化增强。

f 围岩蚀变

该类金矿床的围岩蚀变以发育一套中、低温热液蚀变组合为特征。总体上是蚀变不强,蚀变分带不明显。蚀变类型主要为硅化、黄铁矿化(褐铁矿化)、黏土化及碳化,次有碳酸盐化、绢云母化、黑云母化、钠长石化、重晶石化,还有绿泥石化、毒砂化、辉锑矿化、萤石化、石膏化等蚀变。与金矿化关系密切的蚀变主要为硅化、黄铁矿化(褐铁矿化),铁碳酸盐化、黏土化及绢云母化,而碳化及毒砂化也常与金矿化关系密切。

C 成矿作用

该类金矿床的成因以地层改造说占主导地位,如 AS 拉德克(1985)、刘东升(1985)、栾世伟等(1987)、国家辉等(1992)、韦永福等(1993)、罗镇宽等(1993)。该种观点认为地层是矿源层,成矿热液从地层中萃取 Au、As、Hg、Sb、Ba 等元素,在构造有利部位(不整合面、断裂、密集裂隙带)富集成矿,而岩浆活动也为部分矿床提供了一定成矿物质。成矿流体是多种成因流体(主要是建造水、大气降水及海水,部分为岩浆水)混合成的低温热液。在成矿流体中,金的迁移形式主要是硫氢络合物和硫金有机络合物。引起金沉淀的因素主要是成矿物理化学条件的变化。成矿的热动力主要是深埋地温场、岩浆地温场和构造变动产生的地温场。基于这些分析,将该类金矿床称为沉积岩渗流热(卤)水改造矿床。霍里斯特 VF(1985)将该类矿床称之为浅成低温热液贵金属矿床。

自 20 世纪末期以来,对该类矿床又提出了热水沉积成因的观点,如刘家军等(1997)、刘建明等(1997)、韦龙明(1998)、陈大经等(2001,2003)。认为该类矿床是在地壳拉张环境下形成,由于地壳拉张,形成隆起、拗陷区。隆起边缘的断裂多为生长断裂,为热水上涌的主要通道,而隆起边缘的拗陷就是热水沉积成矿的主要场所。大气水、海水沉积物中的孔隙水,沿微裂隙系统向地壳深部渗透,在深部受到上隆热地幔的高温影响,并与深部岩浆水混

合,在深部地幔热源、岩浆热源及构造动力热源的驱动下发生对流循环,带来了深部地壳-岩浆-热液体系中的金等成矿元素,并萃取了周围岩石中的金属元素及造岩元素,形成了含矿的地下热水。这些含矿热水沿着生长断裂系统上升到浅部的局部洼陷区,以喷流或热泉形式排泄出来,在浅部的通道中,主要在生长断裂附近海底的局部洼陷中沉淀富集成矿,称为热水沉积矿床。

D 矿床实例:广西高龙金矿床

a 矿区地质概况

高龙金矿床位于桂西北田林县高龙乡。其区域地质构造环境属右江海西-印支期裂陷海盆地,矿床处于裂谷盆地中的隆林-百色裂陷槽(狭义的右江裂谷带)内。矿区位于裂陷槽中部的高龙古岛边缘,古岛呈不规则圆形,在早三叠世下沉,成为早三叠世桂西北海盆内的水下隆起区,周边为一系列张扭性断裂(生长断裂)所围限,向四周倾斜的环状硅质体断续分布。矿床产在隆起区周围的上二叠统与下、中三叠统接触带内的硅质体附近,且靠近下、中三叠统一侧。矿床由位于高龙古隆起周边的鸡公岩、金龙山、龙爱等三个矿段组成(见图 5-8)。

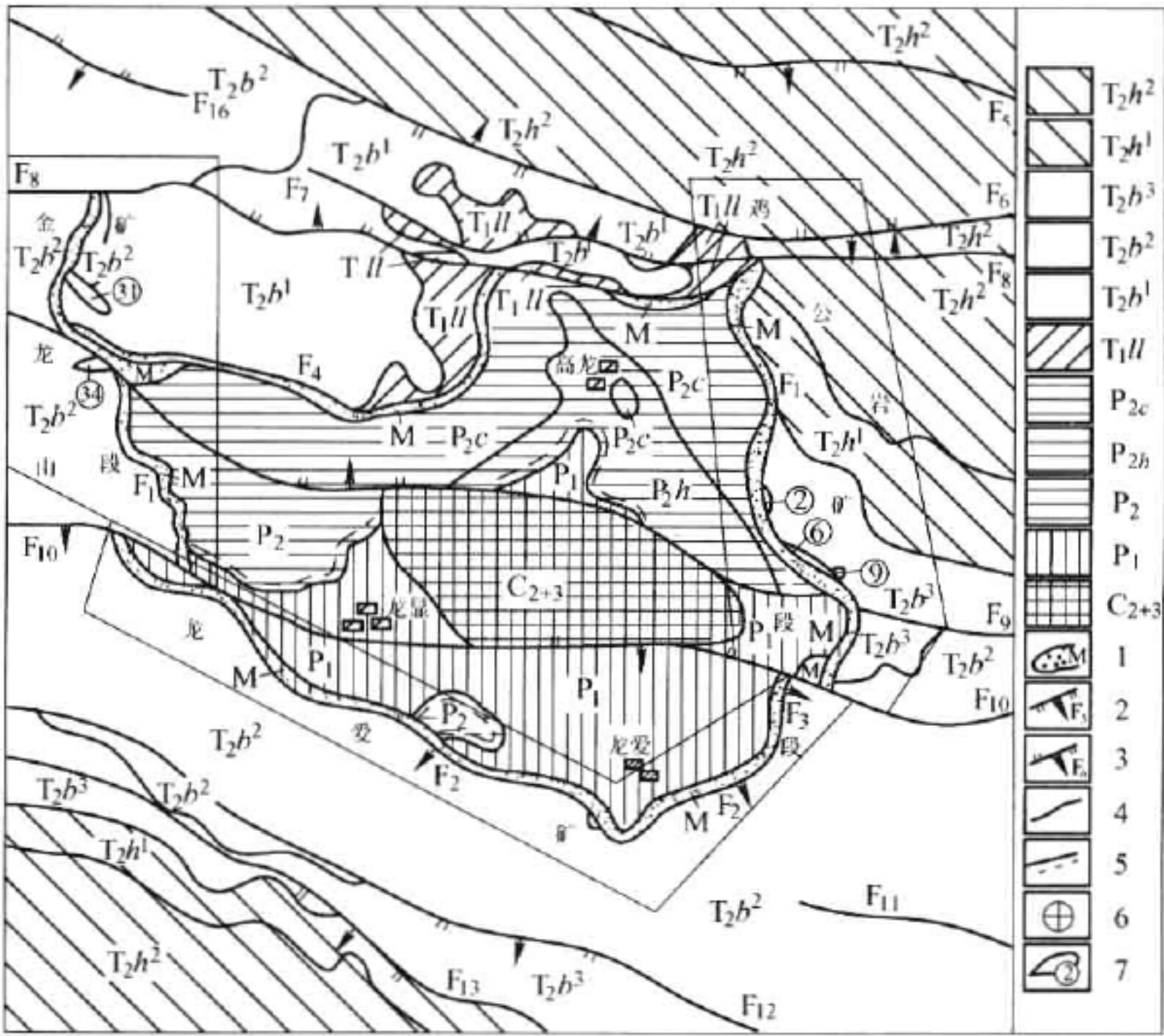


图 5-8 高龙金矿区地质图(据广西第二地质队资料)

T₂h²—三叠系中统河口组二段;T₂h¹—三叠系中统河口组一段;T₂b³—三叠系中统百逢组三段;

T₂b²—三叠系中统百逢组二段;T₂b¹—三叠系中统百逢组一段;T₁ll—三叠系下统罗楼群;

P₂c—二叠系上统长兴组;P₂h—二叠系上统合山组;P₂—二叠系上统;P₁—二叠系下统;C₂₊₃—石炭系中、上统;

1—硅化带;2—正断层及编号;3—逆断层及编号;4—地层界线;5—平行不整合界线;6—金矿点;7—金矿体及编号

矿区出露地层有中上石炭统、下二叠统、上二叠统合山组和长兴组、下三叠统罗楼群、中三叠统百逢组和河口组。中上石炭统为生物碎屑灰岩及细晶灰岩,下二叠统为微晶生物灰

岩,上二叠统合山组为生物碎屑灰岩夹透镜状煤层,上二叠统长兴组为含生物碎屑灰岩、白云岩及白云质灰岩,下三叠统罗楼群由泥质条带灰岩及生物碎屑灰岩组成,底部有硅质体,局部有金矿化,为金龙山矿段矿化层位之一;中三叠统百逢组主要为粉砂岩、泥质粉砂岩、粉砂质泥岩、泥岩、细砂岩夹少量透镜状泥灰岩、砂质白云岩等;中三叠统河口组由细砂岩、粉砂岩、泥岩等组成。而百逢组与下伏地层接触面附近常分布有一层硅质岩,与金矿化关系密切,是矿区主要赋金层位。其沉积环境在 P_2-T_1 时属深水陆棚相,到中三叠统则属半深海浊流形成的槽盆相。

矿区地层明显可划分为两个构造层:一是华力西旋回中后期沉积的中上石炭统至二叠系的台地碳酸盐岩,分布于高龙隆起区;二是印支早中期沉积的中下三叠统陆棚斜坡至深海沉积的泥灰岩及陆屑砂泥岩,为裂谷拗陷区盖层,分布于高龙隆起周边。

高龙隆起走向 NWW,为一穹隆构造,其长短轴比为 3:1,地层向四周倾斜,倾角较缓。矿区断裂构造十分发育,按其走向分为近 EW 向、近 SN 向和 NWW 向 3 组。在隆起区上古生界碳酸盐岩与周边三叠系之间,由前两组断裂 $F_1 \sim F_4$ 联合组成一个环状断裂,走向长,断距大,破碎带宽,为生长断裂,断裂破碎带强烈硅化,充填有热液石英岩(硅质岩)及硅化构造角砾岩,为海底喷流热水沉积硅质岩,金矿体与其密切共生。因此该类断层是海底热水喷流活动的通道。

NWW 向断裂切穿环状断裂及二叠系、三叠系地层,有的还切穿金矿体,为成矿后的断裂,如 F_{10} ,但 NWW 向的 F_9 断裂在隆起中部穿过,其在猫山附近的断层带内也见硅化及金矿化,局部还见锑矿化,说明也为容矿构造。

矿区无岩浆活动。在其东部约 20 km 处的八渡金矿发育辉绿岩体。

b 矿床地质特征

(1) 矿体特征。高龙金矿床金矿化沿高龙隆起边缘分布,受边缘环状生长断裂控制;金龙山矿段分布于隆起的西部边缘 F_1 断裂及其附近;龙爱矿段分布于隆起的南部边缘 F_2 断裂及其附近;鸡公岩矿段分布于隆起的东部边缘 F_3 断裂及其附近;隆起的北部边缘 F_4 断裂附近,也断断续续有金矿化产出(见图 5-8)。在上述矿段中,鸡公岩矿段最具有代表性,其矿体地质特征如下:

鸡公岩矿段沿 F_3 断裂破碎带的硅化现象特别显著,形成宽 10 ~ 130 m 的硅化破碎带,由热液石英岩(硅质岩)、硅化构造角砾岩组成。热液石英岩(硅质岩)分布于 F_3 断裂中及断裂上盘外侧产状平缓的上二叠统长兴组碳酸盐岩层上部,几乎全由微细粒石英组成,石英中含碳质、泥质及方解石微细包体。硅化构造角砾岩位于热液石英岩(硅质岩)之上,硅化强弱不一,由下向上硅化逐渐减弱,以具角砾状构造、硅质胶结充填为特征,上部以硅化砂泥岩成分的角砾为主。硅化砂泥岩则位于构造角砾岩之上,在中三叠统百逢组层位中,金矿体产于硅化构造角砾岩及其上部,其底板围岩一般为硅化构造角砾岩,局部为热液石英岩(硅质岩)。矿体顶板围岩一般为百逢组的硅化砂岩或泥岩,局部为硅化构造角砾岩。

经勘探圈定 9 个矿体,6 号矿体规模最大,其长达 800 m,宽度 15 ~ 370 m,厚 0.3 ~ 73.52 m,平均 18.08 m,金品位 $0.76 \times 10^{-6} \sim 10.08 \times 10^{-6}$,平均 3.71×10^{-6} 。其余矿体长 28 ~ 430 m,宽 2 ~ 56 m,厚 0.54 ~ 9.73 m,平均品位 $1.54 \times 10^{-6} \sim 4.41 \times 10^{-6}$ 。矿体呈脉状、不规则透镜状及似层状产出,具尖灭再现及分支、复合现象(见图 5-9)。脉状者主要见于隆起边缘 F_3 生长断裂带中,而似层状及透镜状者主要产于长兴组灰岩的局部洼陷中。于

矿体复合处,形态比较规整,厚度大,而矿体分岔处,矿体形态则比较复杂,厚度亦小。局部地段,由于矿体分岔,部分分支矿体尖灭了,矿体变得很薄。矿体的分岔现象与矿体产状变化密切相关,矿体分岔地段,往往出现于矿体倾角变陡地段。反之,产状变缓处,矿体厚度大,品位富,形态也比较规整。矿体产状总体走向 $300^{\circ} \sim 320^{\circ}$, 倾向北东,倾角一般 50° , 局部有所变陡、变缓。一般西部靠近 F_3 断裂附近矿体产状较陡,呈脉状;往东矿体产状逐渐变缓,变成顺层产出。由于 F_3 断裂为海底喷流活动通道,故在喷流通道及附近,矿体呈脉状,产状较陡,而远离喷流口,则矿体顺层分布,产状较平缓。

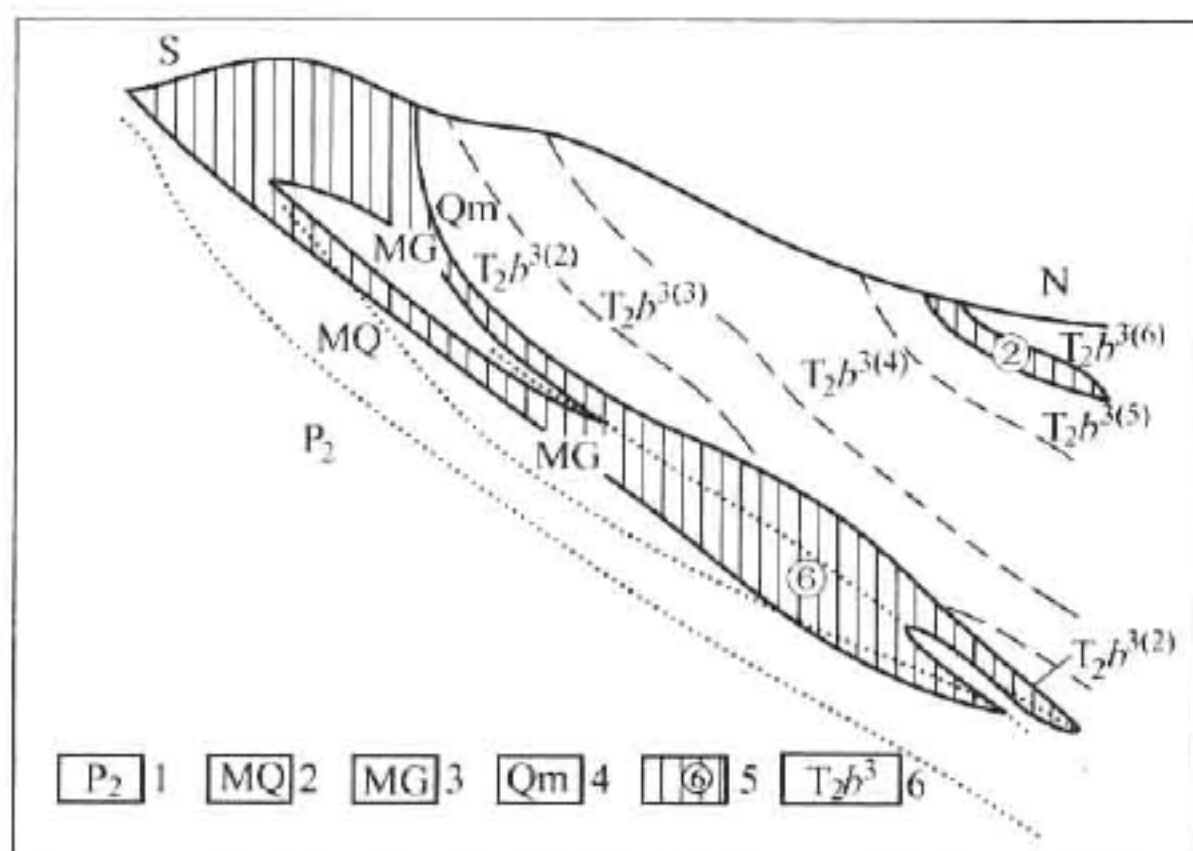


图 5-9 鸡公岩矿段 8 线剖面图(据高龙金矿,1997)

1—上二叠统灰岩;2—热液石英岩;3—硅化构造角砾岩;
4—蚀变砂泥岩;5—矿体及编号;6—百逢组三段各分层

(2) 矿石特征。矿区中矿石划分为硅质岩型、硅化角砾岩型、硅化砂泥岩型和砂泥岩型矿石四种类型。

矿石中主要矿物成分为石英、水云母、高岭石,主要金属矿物为褐铁矿、黄铁矿、毒砂、辉锑矿、黄铜矿、方铅矿、自然金等。

矿石中金是唯一有利用价值的元素,Cu、Pb、Zn、Sb、Mo、S 及 Ag 等含量都很低,达不到综合利用价值。各类矿石化学组成基本一致, $w(\text{SiO}_2 + \text{Al}_2\text{O}_3)$ 均大于 80%, $w(\text{CaO} + \text{MgO})$ 多小于 1%,属高硅铝、富铁钾、贫钙镁矿石。

矿石的结构、构造主要有:细粒碎屑结构和层纹状构造、挤压破碎结构和角砾状构造,粒状结构和浸染状构造,草莓状结构、环边包含结构、周边丛生结构、交代结构,以及网脉状、脉状、梳状、晶洞、晶簇、孔隙状及蜂窝状构造等。

金的赋存状态:由于本区金主要呈超显微粒自然金存在(大于 94%),所以仅见少量(5%左右)显微可见金,这些显微自然金以微粒状存在于矿石之中,金粒大小在 $0.105 \sim 0.005 \text{ mm}$ 之间,呈粒状、片状、树枝状等,金的成色高,大于 896.5。这种显微自然金以粒间金(71.09%)为主,次为包裹金(18.25%)及裂隙金(10.66%),而超显微金则主要以吸附金形式存在于黏土矿物和褐铁矿中。

(3) 围岩蚀变。蚀变类型主要有硅化、黄铁矿化、毒砂化、绢云母化、黏土化(水云母、高岭石化)、辉锑矿化、方解石化等,其中硅化、黄铁矿化、毒砂化、辉锑矿化及黏土化等与金

矿化关系密切。其中硅化表现出明显的底强顶弱的“底蚀”特征,一般矿体底部硅化强烈,形成硅质岩,而上部矿体多为砂泥岩型矿石,硅化很弱至无。

(4) 矿化作用分期及矿床成因。根据高龙矿区构造运动、成矿热液活动及矿化特征研究,将本矿床划分为热水沉积成矿期、热液叠加改造期和表生淋滤氧化富集期 3 个成矿期。在热液叠加改造期形成了本区的主要矿石类型,而在表生淋滤氧化富集期形成了高品位氧化矿石,极大地提高了金的利用价值。研究认为矿床为热水沉积型金矿床。

5.4.3.4 陆相火山岩型金矿床

A 概述

火山岩型金矿床是指产于火山岩系或次火山岩及其接触带中的金矿床。成矿与火山作用,特别是与火山一次火山热液活动有关。该类金矿床占中国金矿床总储量的 6.9%,占岩金储量的 10.2% 以上。

本书讨论的是产于未变质的火山岩、次火山岩中的金矿床,不包括产于前寒武纪变质火山岩系中的金矿床。火山岩型金矿床又可分为海相火山岩型与陆相火山岩型两个亚类。由于海相火山岩型金矿床在中国不甚发育,目前发现较少,这里只讨论显生宙以来的陆相火山岩型金矿床。

该类金矿床又被称为“浅成低温热液型金矿床”或产于火山岩系中的浅成低温热液贵金属矿床(V F 霍里斯特,1985;沙德铭等,2003)。在国外,矿床主要产于新生代火山岩中。在中国东部,矿床主要产于中生代火山岩中,次为新生代火山岩;在西北主要产于晚古生代火山岩中;在西南主要与新生代火山活动有关。

20 世纪 80 年代以来,该类金矿床找矿取得重大进展。国外如利海尔岛(500 t)、波格拉(420 t),麦克劳林(100 t)及菱刈(260 t)等超大型金矿床的发现,国内如团结沟、紫金山、阿希、冶岭头、祁雨沟等大型金矿床的发现,展示了该类金矿床极好的找矿前景。该类金矿床储量约占全球各类金矿总储量的 11%。

该类金矿床一般产于近地表 1000 m 左右范围内。矿床中有一套典型的低温矿物组合及中低温热液蚀变。对陆相火山岩型金矿床又按矿化蚀变组合的不同分为 3 个亚类(H F Bonham,1986):一为冰长石-绢云母型,又称石英-冰长石型,即低硫型;二为酸性硫酸盐型,又称石英-明矾石型,即高硫型;第三类为碱性模式,又称金-碲化物型。三者主要的区别在于,冰长石-绢云母型金矿床的容矿主岩为酸性到中性火山岩,矿化类型主要为金、银,贱金属不稳定,无硫砷铜矿,蚀变以发育冰长石化及绢云母化为特征,如美国内华达州郎德山金矿床,中国团结沟、阿希金矿床;酸性硫酸盐型金矿床的容矿主岩为酸性的流纹英安岩,矿化类型除富 Au、Ag 外,常富铜,含硫砷铜矿,蚀变中未见冰长石化,但热液明矾石化及高岭石化较发育,如中国台湾金瓜石及福建紫金山金铜矿床;金-碲化物型金矿床的容矿主岩主要为正长岩、粗面岩、响岩等碱性岩石,矿化以发育金的碲化物为特征,蚀变以萤石化、冰长石化、碳酸盐化及钼云母化为特征,如美国科罗拉多州的克里普尔克里克和斐济的瓦图科乌拉金矿床,中国的江苏铜井、金驹山及云南姚安金矿床。

B 成矿地质特征

a 构造环境

陆相火山岩型金矿床的成矿构造环境多为板块构造俯冲带上的大陆边缘带和岛弧带。如中国东部受太平洋板块俯冲作用的影响,形成一个规模巨大的中-新生代大陆边缘板块

活动带,且自中生代中晚期以来,处于由挤压向拉张、沉陷转换的构造环境,局部已处于裂谷演化初期阶段,并形成了一条北起黑龙江畔,南达南海海滨的长 3000 余公里,宽 300 ~ 800 km 的中—新代火山岩带。中生代火山岩型金矿床主要产于该带中,台湾金瓜石金矿床则位于岛弧带中。中国西北地区的火山岩型金矿床则属晚古生代岛弧—活动边缘型挤压造山环境,中国西南的火山岩型金矿床则处于新生代碰撞造山带环境。

从火山构造而言,中国大陆东部火山岩型金矿床属环太平洋带西带外亚带的中国大陆东部火山岩带,西北火山岩型金矿床则属蒙古—鄂霍次克火山岩带,西南的火山岩型金矿床属地中海—喜马拉雅火山岩带。

b 含矿火山建造

该类金矿床的含矿火山建造如下:

(1) 玄武安山岩建造。岩石类型主要为安山岩及玄武安山岩,次火山岩有安山玢岩、辉石二长岩、石英闪长玢岩、霏细岩等。主要与金、金铜、金(碲)型矿化有关,如七宝山、刺猬沟、五凤、索尔巴斯套、东溪等金矿床。

(2) 安山岩—英安岩—流纹岩建造。岩石类型有安山岩、英安岩、流纹岩,可有少量玄武岩、玄武安山岩,次火山岩有安山玢岩、辉石闪长玢岩、石英闪长玢岩、石英斑岩、钠长斑岩等。有关的矿化主要为金,如阿希、祁雨沟、洋鸡山、奈林沟、双峰山等金矿床。

(3) 酸性火山岩建造。岩石类型主要为流纹质及英安质的火山岩,有少量安山质岩石,次火山岩为斜长花岗斑岩、英安玢岩、花岗斑岩、石英斑岩、流纹斑岩、霏细斑岩等。与金、金铜、金银矿化有关,如紫金山、金瓜石、团结沟、龙头山、金山沟、冶岭头、八宝山等金矿床。

(4) 碱性火山岩建造。岩石类型主要有粗面质火山岩、响岩、粗安质火山岩、粗面斑岩及正长斑岩等。主要与金(碲)及金(铜)型矿化有关,如铜井、金驹山、姚安等金矿床。

c 成矿时代

总体可分为三个成矿时代,中国西北地区成矿时代为晚古生代,主要为早石炭世—晚二叠世,如阿希、金山沟金矿床属早石炭世产物,双峰山金矿床属晚二叠世产物;中国大陆东部火山岩型金矿床成矿时代为中生代,主要为晚侏罗世—早白垩世(燕山早中期),如紫金山、冶岭头、八宝山、烟囱桥子、龙头山、七宝山、刺猬沟、奈林沟、团结沟、祁雨沟、银峰尖等金矿床;第三个成矿时代为新生代,如台湾金瓜石金铜矿床形成于第四纪更新世,而云南姚安金矿床则形成于喜山早中期。

d 控矿构造

控制火山岩型金矿床的构造有下面四种:

(1) 火山盆地:火山岩型金矿床大多产于火山盆地边缘,特别是盆地边缘断裂中。

(2) 断裂构造:包括火山盆地边缘的断裂、大断裂带的次级断裂、密集裂隙带,这是该类金矿床的主要控矿构造,在中国东部地区特别要注意近 SN 向的张性、张扭性断裂破碎带,如金瓜石、八宝山、刺猬沟、银峰尖、罗桥等金矿床,以及大岭口、五部、毫石、后岸等火山岩型银矿床的矿体主要是近 SN 向或 NNE 向延伸。

(3) 火山机构:有破火山口、火山口、火山管道、隐爆角砾岩、火山口周围的环状、放射状断裂破碎带或裂隙带,如金山沟、阿希、刺猬沟、铜井、龙头山、团结沟、紫金山、祁雨沟、七宝山、耿庄、洋鸡山等金矿床。

(4) 次火山岩接触带构造,如龙头山、洋鸡山、姚安等金矿床。

e 矿化特征

(1) 矿体特征。矿体主要以脉状产出,有单脉、复脉、网脉或为藕节状,次有囊状、透镜状等。受火山机构控制的矿体常呈透镜状、似层状、扁豆状、漏斗状等形态产出。矿体有分支复合、尖灭再现、指状尖天,以及雁行排列等特征。

(2) 矿石特征。矿石中矿物成分较复杂,但以发育较多低温矿物组合为特征(见表5-16),金属矿物如胶状黄铁矿、黄铁矿、白铁矿及雄黄、雌黄,非金属矿物如石英、玉髓、冰长石、明矾石、地开石、高岭石、方解石、铁白云石、蛋白石、重晶石,萤石等矿物。矿物组合的另一特点是在冰长石-绢云母型金矿床中,出现较多的冰长石、绢云母,但明矾石、地开石不发育,金属矿物则以铜矿物主,主要为黄铜矿,而硫砷铜矿、蓝辉铜矿、铜蓝不发育为特征;而在酸性硫酸盐型金矿床中则无冰长石,绢云母也不发育,反之明矾石、地开石较发育,金属矿物中的铜矿物以发育硫砷铜矿、蓝辉铜矿、铜蓝为特征,这些铜矿物均不含Fe;金-碲化物型金矿床则以金主要是碲化物及萤石常较发育为特征。

表 5-16 陆相火岩型金矿床矿物成分表

矿物类型	贵金属矿物	金属矿物	非金属矿物
主要矿物	自然金、银金矿、金银矿	黄铁矿、白铁矿、黄铜矿	石英、绢云母、玉髓、方解石、冰长石、明矾石
次要矿物	碲金矿、碲金银矿、针碲金矿、碲银矿、自然银、辉银矿、螺状硫银矿	镜铁矿、磁铁矿、方铅矿、闪锌矿、毒砂、磁黄铁矿、辉铜矿、蓝辉铜矿、硫砷铜矿、四方硫砷铜矿、黝铜矿、砷黝铜矿、褐铁矿、铜蓝、斑铜矿、菱铁矿、菱铁锰矿	绿泥石、铁白云石、钾长石、地开石、高岭石、蛋白石、重晶石、萤石、电气石
少、微量矿物	淡红银矿、深红银矿、硫锌银矿、硫锌铜银矿、辉铜银矿、碲银矿、硫砷铜银矿、辉铅银矿、银黝铜矿	辉碲矿、赤铁矿、辰砂、雄黄、雌黄、孔雀石、蓝铜矿、菱锰矿、辉钼矿、碲铋矿、碲铅矿、硒铅矿、辉铅铋矿、赤铜矿、自然铜、自然铅、白钨矿、锐钛矿、硫铜铋矿、自然汞、钛铁矿	绿帘石、黝帘石、伊利石、氯黄晶、天青石、含锰方解石、黑云母、白云母、磷灰石、锆石、金红石、石墨、斜长石、沸石、叶蜡石、石膏、硬石膏、蛇纹石、角闪石、自然硫、黄钾铁矾

主要的载金矿物是石英、黄铁矿、蓝辉铜矿及硫砷铜矿,次有毒砂、黄铜矿、镜铁矿及砷黝铜矿等。

矿石的结构构造:除常见的半自形—他形粒状、交代结构及脉状、网脉状、浸染状、块状等构造外,常发育显微粒状、隐晶状、环带状结构及晶洞、晶族、皮壳状、梳状、胶状、条带状、似层纹状、角砾状、网状等构造。

(3) 金矿物特征。矿床中贵金属矿物主要为自然金、银金矿及金银矿,部分矿区还有较多金的碲化物,如碲金矿、针碲金矿、碲金银矿,以及碲银矿、自然银、辉银矿及其他银的硫化物、银的硫酸盐矿物。金矿物粒度变化大,在0.001~0.4mm之间,以细粒可见金为主,一般为0.01~0.1mm。金矿物形态多为粒状、不规则状、树杈状、脉状,或呈片状、浑圆状等。金的赋存状态以粒间金及包体金为主,裂隙金较少。金矿物成色不高,变化大,如团结沟金矿床为942,阿希金矿床为544~866,祁雨沟金矿床为859~960,冶岭头金矿床为545~629,紫金山金矿床(氧化矿石为949~991,原生矿石仅为251~730),金瓜石金矿床为610~930,七宝山金矿床为760~865,姚安金矿床为891,义兴寨金矿床为660~950,等等。

(4) 矿化共生组合类型。火山岩型金矿床的矿化组合类型以单一金矿床为主,还有

Au-Ag、Au-Cu、Au-Te 等类型,Au-Ag 型如冶岭头、八宝山金银矿床。Au-Cu 以酸性硫酸盐较常见,如紫金山、金瓜石金铜矿床,此外还有镜铁矿较发育的七宝山、铜井金铜矿床,Au-Cu 型矿化中常有上 Au 下 Cu 的分带特征。Au-Te 型常与碱性火山岩建造或安山岩建造的金矿床有关,如金驹山、五凤、刺猬沟、洋鸡山等金矿床。

f 围岩蚀变

火山岩型金矿床围岩蚀变的特点是蚀变强烈、蚀变类型多、蚀变分带明显。在不同亚类矿床中其蚀变又有明显的差异:

(1) 各亚类金矿床中均有硅化、黄铁矿化、重晶石化。

(2) 不同亚类矿床蚀变差异在于,冰长石-绢云母型的特征蚀变为冰长石化、绢云母化、黏土化(主要为高岭石、伊利石、蒙脱石化);酸性硫酸盐型的特征蚀变为明矾石化、地开石化,无冰长石化;碱性-碲化物型的蚀变特征不明显,既无明矾石化,也少冰长石化,据国外资料以石英-萤石、碳酸盐-冰长石-钒云母蚀变为特征,在中国几个矿区,萤石化、冰长石化及钒云母化均未见及,但在铜井及姚安发育镜铁矿化为其特征。

(3) 蚀变分带有差别,冰长石-绢云母型蚀变分带明显,酸性硫酸盐型蚀变分带也明显,但缺乏青磐岩化带,碱性-碲化物型的蚀变分带不明显,且青磐岩化带也不发育或缺乏。

(4) 与金矿化有关的蚀变有强硅化、绢云母化及黄铁矿化,在冰长石-绢云母型金矿床中还有冰长石化、毒砂化、有的矿区有电气石化(如龙头山金矿床)也与金矿化关系密切,在酸性硫酸盐型金矿床中还有明矾石化与金矿化有密切关系,在碱性-碲化物型金矿床中还有镜铁矿、菱铁(锰)矿与金矿化关系密切。

C 成矿作用

该类金矿床是与火山一次火山侵入作用有关的浅成-超浅成中低温热液矿床。其成矿深度小于 1500 m,一般为 400~1000 m,成矿温度为 170~250℃,成矿流体主要为岩浆水与大气降水的混合流体,早期以岩浆水(变质水)为主,晚期以大气降水为主。

在火山岩浆活动过程中,地壳深部被加热的大气降水、变质水及岩浆水等混合流体,在构造热动力及岩浆热动力的驱动下发生对流循环,一方面带来了深部岩浆体系中的金银等成矿物质,同时又萃取、淋滤出基底地层中乃至火山岩中的金银成矿物质,形成了混合的含矿热液,这种含矿热液主要是呈金氯络合物及金硫络合物等形式进行迁移,并沿火山岩区的断裂系统、火山盆地边缘断裂及火山机构上升到浅部岩石中的张性、张扭性断裂破碎带、密集裂隙带、次火山岩内外接触带、隐爆角砾岩带等有利构造部位,因温度、压力及围岩条件的变化,使含金络合物发生水解沉淀富集而形成了火山岩型金矿床。

D 矿床实例:酸性硫酸盐型火山岩型金矿床——福建紫金山金铜矿床(据陈景河,1992)

a 地质概况

大地构造位置属华南褶皱系的闽西南晚古生代拗陷,位于其西南。矿区处于云霄—上杭北西向深断裂带与北东向宣和复式背斜交汇处,火山构造上则处于 NE 向松溪—上杭火山喷发带与 NW 向上杭—云霄火山喷发带的交汇部位,上杭白垩纪火山沉积盆地东缘。总体上属于板块内部的拉张环境。

基底地层为下震旦统楼子坝群浅变质岩系及泥盆—石炭系碎屑岩和部分灰岩,分别组成宣和复式背斜的核部和两翼,分布于矿区外围的 NW 和 SE。

盖层为下白垩统石帽山群紫红色中酸性火山岩及火山碎屑沉积岩,上白垩统沙县组和

赤石群紫红色砂岩、粉砂岩和砂砾岩等。主要分布于上杭火山盆地中。

燕山早期岩浆岩表现为多期次花岗岩侵入,依次形成似斑状中粗粒黑云母二长花岗岩→中粒二长花岗岩→细粒花岗岩,构成规模较大的紫金山复式岩体。燕山晚期主要为超浅成的花岗斑岩、石英斑岩、英安玢岩及石英闪长玢岩等次火山岩。

区内断裂发育,主要断裂构造有两期,早期为 NE 向($45^{\circ} \sim 50^{\circ}$),形成时间约为印支—燕山早期,具压扭性质,起控岩作用。晚期断裂切割早期者,形成时间约在燕山早—晚期之间,走向 $NW310^{\circ} \sim 330^{\circ}$,属张性断裂。燕山晚期的火山—侵入作用主要受 NW 向断裂与 NE 向构造结点控制,构造结点常为火山活动中心。

矿区主要矿化围岩为燕山早期的侵入岩,以中细粒花岗岩为主,细粒花岗岩和中粗粒花岗岩次之,岩石蚀变强烈,常见碎裂构造。

矿区火山口位于上杭盆地东北缘,紫金山主峰东南侧,为一中心式喷发形成的直径约 700 m 的火山机构,在其附近有英安质火山集块岩及火山角砾岩分布,以及火山颈相的英安岩、英安玢岩,隐爆角砾岩则环绕火山口呈放射状产出,以 NW 向隐爆角砾岩带最发育,贯入到火山口两侧的断裂中,其碎屑成分主要为花岗岩和英安玢岩,在中心的碎屑物和胶结物均为英安质次火山物质,周边与花岗岩接触带则花岗岩成分增加,并逐渐向震碎花岗岩过渡。该隐爆角砾岩具多次隐爆特征,角砾中见有矿石角砾,并有脉状贯入的隐爆角砾岩穿插于围岩中。隐爆角砾岩带长、宽均可达千余米,单一脉体长几十至 200 m,走向 NW,倾向 NE(见图 5-10),为矿区的主要控矿构造。也为主要赋矿围岩。

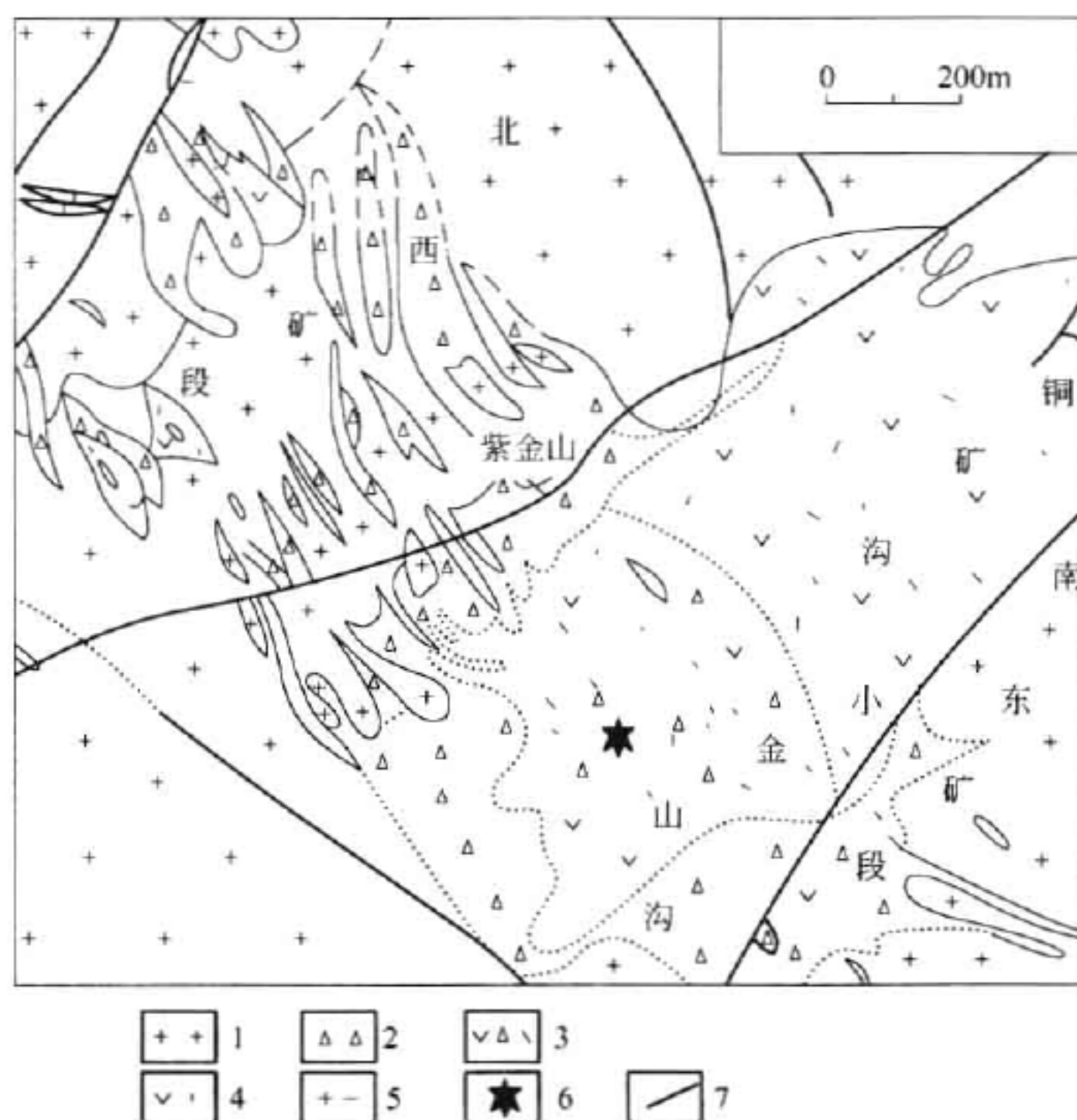


图 5-10 紫金山矿区地质略图(据陈景河,1992)

- 1—燕山早期花岗岩(细粒白云母花岗岩、细粒花岗岩、粗粒花岗岩);2—广义隐爆角砾岩;
3—英安质隐爆角砾凝灰岩;4—英安玢岩;5—石英斑岩;6—火山作用中心;7—断层

矿区北西向构造最发育,主要由一系列小型断裂和密集裂隙带组成。也为矿区主要控矿构造。

b 矿床地质特征

金铜矿化赋存于 NW 向隐爆角砾岩带内,金矿体主要赋存在 850 m 高程以上的氧化带中,铜矿体则基本上位于 650 m 高程以下的原生带中,显示较清晰的“上金下铜”矿化垂直分带。

金矿体产于 3 个矿化带中,圈定近 30 个金工业矿体,矿化带宽一般 40 ~ 200 m,延长 200 ~ 700 m,延深 150 ~ 350 m。总体呈 NW 走向,倾向 NE,产状与 NW 向区域构造和隐爆角砾岩带产状一致,圈定的单个矿体 Au 品位为 $(3 \sim 5) \times 10^{-6}$ 。

铜矿化面积大,矿体个数多,在铜矿化带中成群出现,矿化带长可达千米,宽度 500 ~ 700 m,深度尚未控制。矿体厚 0.7 ~ 40.0 m,一般 2.0 ~ 5.0 m,延长几十至几百米,延深几十至 500 m,矿体形态与金矿体相似,多为脉状分布,部分呈透镜状或扁豆状。矿体产状与金矿体相似。浸染状为主的矿石 Cu 品位一般 0.3% ~ 1.0%,而脉状、细脉状充填为主的矿体可大于 1%,最高可达 22.17%。矿床含 Cu 平均品位约在 1% 左右。

(1) 矿物成分:

1) 氧化带中金矿石主要为氧化物,占金属矿物 95% 以上,以褐铁矿、针铁矿和赤铁矿为主,此外还有少量的黄铁矿、自然金、方铅矿、自然铅、斑铜矿、辉铜矿、铜蓝、白钨矿等,偶见黄铜矿、锡石和闪锌矿;脉石矿物以石英为主,其次为地开石,少量明矾石、重晶石、绢云母、电气石等。

2) 原生带铜矿石中金属矿物占矿物总量的 8% ~ 10%,以黄铁矿、辉铜矿、蓝辉铜矿为主,硫砷铜矿、铜蓝、斑铜矿为次,少量黄铜矿、孔雀石,偶见硫锗铜矿、硫铜锗矿、锡黝铜矿、黝铜矿、砷黝铜矿。脉石矿物主要为石英、明矾石和地开石,次为绢云母,少量至微量重晶石、氯黄晶、水云母等。

铜矿化具有垂直分带特征,标高 580 m 以上以蓝辉铜矿为主,部分硫砷铜矿和斑铜矿组合;标高 580 ~ 400 m 内以硫砷铜矿为主,部分蓝辉铜矿、黄铜矿组合;标高 400 m 以下逐渐过渡为以黄铜矿为主,次为硫砷铜矿和蓝辉铜矿组合,而黄铁矿从地表至深部都存在。

(2) 金的赋存状态:大量的金呈游离状态的可见金出现,部分呈次显微状赋存于矿物中,特别是赋存在褐铁矿中,金矿物成色高,可达 948 ~ 991。在原生矿石中金呈次显微金状态存在于金属硫化物中,浅黄色,成色低,据电子探针分析,金的成色为 251 ~ 734。

(3) 矿石结构构造:金矿石为包含结构、胶状结构和变胶状结构;蜂窝状、团块状、角砾状、脉状或网脉状、浸染状构造。铜矿石为半自形—他形粒状结构、包含结构、乳浊结构、反应边结构;细脉状、浸染状、角砾状构造。

金矿石自然类型为石英—褐铁矿氧化矿石,铜矿石自然类型为明矾石(石英、地开石)—蓝辉铜矿(铜蓝、硫砷铜矿)硫化矿石。

矿区蚀变强烈,主要蚀变类型有硅化、明矾石化、地开石化、绢云母化和黄铁矿化,另有少量重晶石化、氯黄晶化。钾明矾石化宏观上与铜的主要矿化带分布近于一致,地开石化分布范围较明矾石化范围广,晚期低温硅化作用与金矿关系密切,金主要分布于这一期的硅化带中,尤其烟灰色蚀变石英更是金矿化的标志之一。在剖面上石英—明矾石带在绢云母化带之上,石英—地开石混合蚀变带位于其两侧,强硅化带则位于其顶部,蚀变分带见图 5-11。

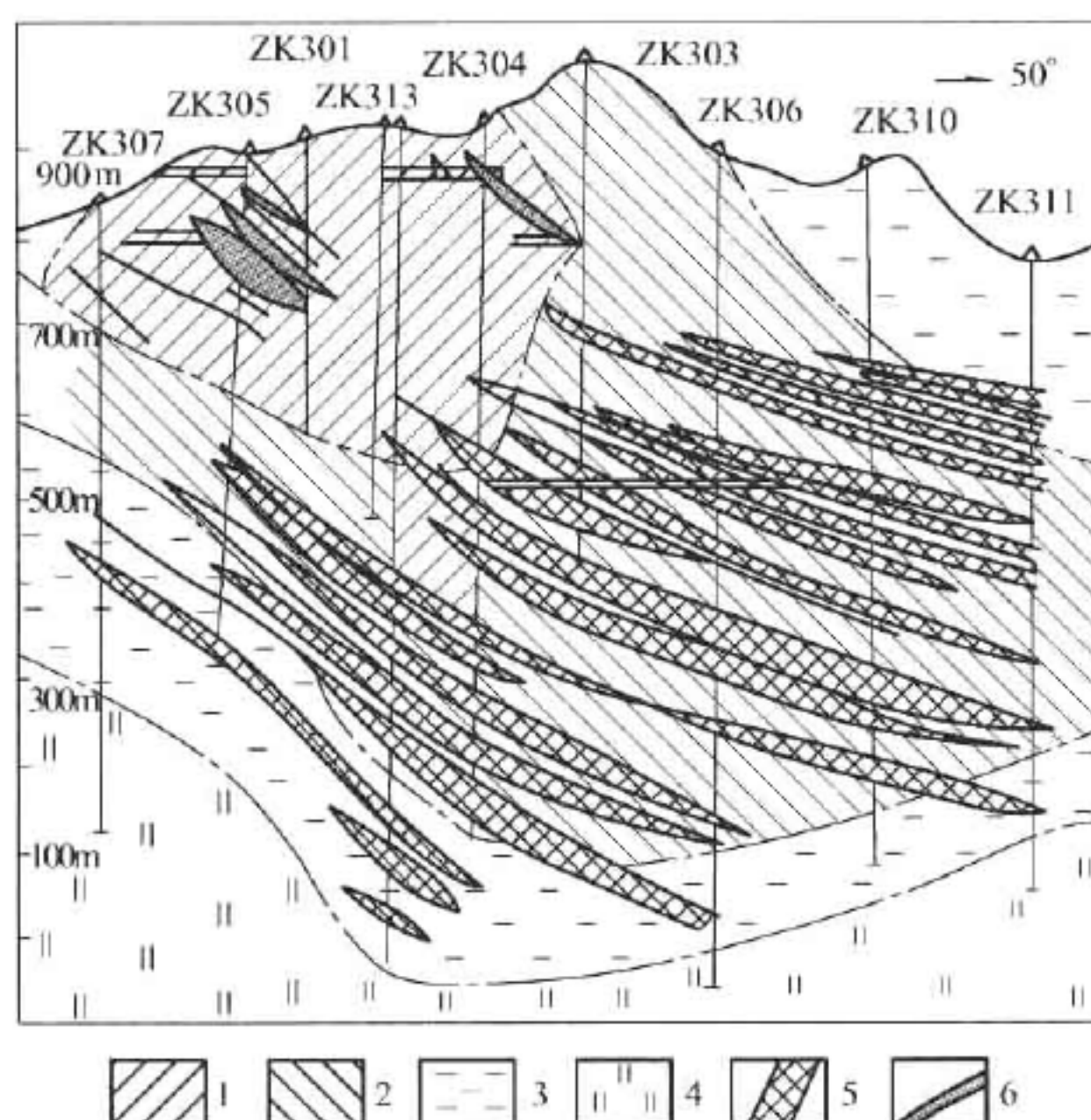


图 5-11 紫金山金铜矿床 3 线蚀变矿化分带剖面图(据陈景河,1992)

1—强硅化带;2—石英—明矾石(地开石)带;3—石英地开石(明矾石、绢云母)带;
4—石英—绢云母带;5—铜矿体;6—金矿体($w(\text{Au}) > 1 \times 10^{-6}$)

c 矿床成因

包体测温表明,有 $340 \sim 280^\circ\text{C}$ 、 $250 \sim 200^\circ\text{C}$ 、 $180 \sim 140^\circ\text{C}$ 3 个温度区间,而与区内 3 期热液蚀变相对应,矿化主要与中低温区间相对应。

氢氧同位素测定结果表明,流体属原生岩浆水。成矿年龄为 $91 \sim 110 \text{ Ma}$,属早白垩世晚期—晚白垩世产物。

矿化与次火山岩英安玢岩及隐爆角砾岩关系密切,因此,矿床应属与次火山有关的浅成中低温热液隐爆角砾岩型金铜矿床。

矿床发育明矾石化,具硫砷铜矿、铜蓝组合,因此,又可与酸性硫酸盐型(石英—明矾石型)矿床类比,属酸性硫酸盐型火山岩型金铜矿床。

5.4.3.5 矽卡岩型金矿床

A 概述

矽卡岩型金矿床是指产于中酸性侵入岩体与碳酸盐类岩石及部分钙质碎屑岩类岩石接触带的接触交代型金矿床。金矿床主要产于接触带的矽卡岩类岩石中。矽卡岩的形成与接触交代作用有关,而金矿床成矿主要与接触交代—气成热液期的高温热液交代作用有关。

该类金矿床以环太平洋带较发育,此外在前苏联的阿尔泰—萨彦地区、中亚地区、阿富汗、印度、蒙古、波兰及非洲都有该类金矿床的发现。中国自 20 世纪 80 年代以后,矽卡岩型金矿床的找矿工作有了较大进展。1980 年在辽宁华铜铜矿区找到独立金矿体,以后在鄂东地区找到了鸡冠嘴(大型)、鸡笼山(大型)及桃花嘴(中型)等金铜矿床,在铜陵地区找到了马山、金口岭、包村、朝山、鸡冠山、鸡冠石等大、中、小型金矿床或金铜矿床。此外,还有黑龙江老柞山、吉林兰家、河南银家沟及甘肃花牛山和黑虎山、湖南水口山等金矿床的发现,表明矽卡岩型金矿床是中国重要的金矿床类型,其储量约占中国岩金储量的 4.6% 左右,主要分

布于长江中下游地区。

B 成矿地质特征

a 构造环境

该类金矿床有利的构造环境为地块内的活化区及边缘的拗陷带和褶皱带,以及地块内部的深大断裂带附近。如长江中下游地区在中生代时由于受太平洋板块向欧亚板块俯冲的影响,与中国东部地区一样进入大陆活化期,该区矽卡岩型金矿床成矿就处于这样的大地构造环境,同时受近 EW 向的长江深断裂带的控制。郟庐大断裂两侧有华铜、沂南金铜矿床及淮北地区的矽卡岩型、共伴生金矿床产出。

b 侵入岩特征

与成矿有关的侵入岩主要为中酸性的闪长岩、石英闪长岩、石英二长闪长岩及花岗闪长岩,也有辉石闪长岩及辉石二长闪长岩,但以花岗闪长(斑)岩及石英二长闪长(斑)岩为主。岩体产状主要为小岩株、岩舌、岩墙、岩枝等小侵入体,岩体多为复式侵入杂岩体。侵入岩体时代从 250 Ma 到 107 Ma 均有,主要为燕山期,少数为华力西期或印支期。花岗岩类岩石的成因系列以 I 型或同熔型系列为主,含有较多幔源物质。

c 控矿地层层位和岩性

矽卡岩型金矿床控矿地层时代跨度大、层位多,可从下元古界(如华铜、老柞山)、震旦系(如花牛山)、下寒武统(如沂南)直到三叠系。无论国内外,最主要的控矿层位为石炭—二叠系和三叠系。如鄂东地区矽卡岩型金铜矿床的控矿地层可有 O、S、C、P 及 T,但以下三叠统大冶组(T_1dy)最重要,区内 90% 以上铜金储量与该地层有关,而在铜陵地区的控矿地层为中上石炭统、下二叠统及下、中三叠统,最主要的层位为中上石炭统的黄龙组、船山组,下二叠统栖霞组,下三叠统小凉亭组、塔山组及中三叠统南陵湖组。就整个长江中下游地区看,以中上石炭统及下三叠统为控矿层位的矿床,其金矿储量占该区金矿储量的 80% 左右。同时,这种控矿层位又有一定的区域性特征,如鄂东地区以下三叠统大冶组为主,而铜陵地区以中上石炭统黄龙组、船山组及下二叠统栖霞组为主要控矿层位。

控矿地层的岩性为碳酸盐岩、不纯碳酸盐岩(如条带状灰岩、白云质灰岩、灰质白云岩、白云岩及泥质灰岩)、钙质砾岩、含钙碎屑岩、凝灰岩等,尤以不纯碳酸盐岩有利。

d 含矿矽卡岩特征

矽卡岩多产于侵入岩体前缘接触带,主要受接触带及其有关构造控制。形态不规则,与热水沉积的矽卡岩多呈似层状、透镜状产出不同。矿物组分复杂,可分钙矽卡岩及镁矽卡岩两类。钙矽卡岩矿物主要为透辉石、石榴石、硅灰石、符山石、方柱石、阳起石、透闪石、葡萄石及绿帘石等,较富的金矿床中以透辉石为主,石榴石主要为钙铝铁榴石,纯钙铁榴石成分较少。镁矽卡岩矿物有镁橄榄石、透辉石、金云母、粒硅镁石、硅镁石、斜硅镁石、方镁石等。金矿化主要与钙矽卡岩有关,次与镁矽卡岩有关(如银家沟、华铜、马山及淮北三铺地区)。钙矽卡岩的围岩主要为灰岩及不纯灰岩,而镁矽卡岩的围岩主要为白云岩或灰质白云岩。蚀变有明显的分带现象,如沂南冶官基金矿床,由岩体向围岩的蚀变分带依次为:花岗斑岩—矽卡岩化花岗斑岩—透辉石石榴石矽卡岩带(内矽卡岩带)—石榴石透辉石矽卡岩带(外矽卡岩带)—矽卡岩化大理岩—大理岩;又如铜陵包村金铜矿床自岩体向围岩的蚀变分带依次为:矽卡岩化石英二长闪长岩(内矽卡岩带)—石榴石透辉石矽卡岩化带—透辉石石

榴石矽卡岩带—透辉石矽卡岩带(外矽卡岩带)—大理岩带。硅化及有关的热液蚀变叠加在外矽卡岩带上。

e 控矿构造

矽卡岩型金矿床的控矿构造可分以下类型:

- (1) 基底断裂与主干断裂交汇处是控制矿田、矿带、矿床的有利构造。
- (2) 岩体与围岩接触带为最常见的控矿构造。如鸡笼山在岩凹接触构造处,还有沂南、华铜、黑虎山。
- (3) 次级断裂破碎带,一是断裂构造整体上控制矿床中矿体的空间分布,如鸡笼山;二是张性、张扭性断裂破碎带控制矿体,如朝山、鸡冠山、鸡冠石。
- (4) 几组断裂或裂隙交汇处控制矿床、矿体及富矿柱,如鸡冠山、大团山等。
- (5) 接触带与断裂构造或层间滑动构造复合处,如金口岭、包村、鸡冠石、鸡冠咀、鸡笼山、马山、鸡冠山、老鸦巢等。
- (6) 接触带附近隐爆角砾岩构造或岩体接触带周围的放射状、环状构造,如鸡笼山矿床北部、沂南、华铜。
- (7) 断裂+捕虏体复合构造,如桃花嘴。

总体以接触带构造及接触带叠加断裂复合构造最有利。

f 矿化特征

(1) 矿体特征。由于金矿化常呈浸染状产于矽卡岩中,含矿矽卡岩与围岩之间是逐渐过渡关系,因此矿体与围岩之间一般无明显界线,多依化学分析结果来圈定矿体边界。但当矿化是含金块状硫化物时,二者界线清楚。金矿体主要呈脉状、透镜状、扁豆状、似层状,以及囊状、枕状、指掌状、枝杈状等不规则状产出。

(2) 矿石特征及金矿物特征。矿石主要有两类,一为含金矽卡岩型矿石,另一为含金块状硫化物矿石,以前者为主。

矿石中矿物成分为较复杂,金属矿物主要为黄铜矿、黄铁矿、磁黄铁矿、斑铜矿及毒砂,非金属矿物主要为石英、方解石、石榴石、透辉石、硅灰石等。对于金属矿物而言,在还原型含金矽卡岩中以磁黄铁矿、黄铁矿、白铁矿、毒砂为主,在氧化型含金矽卡岩中以黄铁矿、黄铜矿和斑铜矿为主,次有辉铜矿、蓝辉铜矿、黝铜矿、闪锌矿、方铅矿、毒砂等。

矿石中金矿物主要为自然金和银金矿。作为单一金矿与共、伴生金矿床相比,在单一金矿床中常以自然金为主,而在共、伴生金矿床中常以银金矿为主。金矿物粒度较小,多为细粒—微粒级,一般为 $5 \sim 50 \mu\text{m}$,粗者达 0.8 mm 。金矿物成色不高,变化大,如沂南铜井为733;黑龙江老柞山从西矿段、中矿段至中矿段,平均成色为 $744.8 \sim 877.3 \sim 921.1$;铜陵地区为 $373 \sim 976$,一般 $740 \sim 820$,其中大团山平均643,包村平均831,朝山平均729;鄂东地区自然金的成色为 $851 \sim 1000$,有少数矿区为银金矿(成色 $547 \sim 774$)及金银矿(成色为 $308.2 \sim 483$)。

载金矿物主要为黄铁矿、磁黄铁矿、黄铜矿及毒砂,次有斑铜矿、闪锌矿、方铅矿、辉铋矿、菱铁矿、石英及雄黄等。金的赋存状态主要有三种,即包体金、粒间金和裂隙金,各个矿区不一,总体看以包体金及粒间金为主,裂隙金为次,如鄂东地区以包体金为主,而铜陵地区以粒间金为主,老柞山及沂南金场以粒间金和裂隙金为主。

矿石结构有自形一半自形粒状、他形粒状、碎裂状、变胶状、交代、固溶体、包含及海绵陨

铁结构等。矿石构造有浸染状、细脉浸染状、脉状、网脉状、条带状、块状、角砾状及斑杂状等构造。

(3) 矿化分带。该类矿床中的矿化分带较常见,既有矿化元素分带,也有矿物分带。

矿化分带一般表现为由近矽卡岩带→远矽卡岩带的 $\text{Cu}(\text{Mo}) \rightarrow \text{Cu}(\text{Fe}) \rightarrow \text{Cu}(\text{Au}) \rightarrow \text{Au}(\text{Ag}, \text{As}, \text{Bi}, \text{Te}) \rightarrow \text{Pb}, \text{Zn}, \text{Ag}(\text{Au}) \rightarrow \text{Mn}$ 。如湖北鸡笼山矿床由深部接触带至上部接触带或由岩体接触带至外接触带表现为矽卡岩金或金-铜矿体→热液交代型金或金-多金属矿体的分带。

矿物分带常表现为石榴石一般多见于主岩体接触带附近,辉石则多在远离岩体处富集,且更富含 Fe,近碳酸盐岩接触带则多富硅灰石。又如包村金矿床由近接触带向外,金属矿物分带为:(磁铁矿)+(白钨矿)+磁黄铁矿+黄铁矿+黄铜矿→辉钼矿+黄铜矿+自然金→磁黄铁矿+黄铁矿+辉铋矿(包括自然铋)+自然金→变胶状黄铁矿+菱铁矿+铋族矿物(含铋矿物)+自然金。

与金属矿物共生分带相对应,成矿元素分带为: $\text{Fe}, \text{Cu} \rightarrow \text{Mo}, \text{Cu}, (\text{Au}) \rightarrow \text{Cu}, \text{S}, \text{Au}, \text{Bi} \rightarrow \text{Au}, \text{S}, \text{Cu}, \text{Bi}$ 。此外在垂向上可有上金下铜的分带现象。

(4) 矿化共生组合及矿床组合特征。矿化元素共生组合:矿床中最主要的共生元素为 $\text{Cu}, \text{S}, \text{Fe}, \text{Ag}, \text{Pb}, \text{Zn}, \text{Mo}$ 等。除单一金矿床外,还可有 $\text{Au}-\text{Cu}, \text{Au}-\text{S}, \text{Au}-\text{Cu}-\text{Fe}, \text{Au}-\text{Ag}, \text{Au}-\text{Ag}-\text{Pb}, \text{Zn}, \text{Au}-\text{Pb}-\text{Zn}-\text{Cu}, \text{Au}-\text{Mo}-\text{S}$ 等组合。

矿床组合特征:该类矿床在矿田内或区域内可与其他矿床组成一个成矿系列或一定的矿床组合。在成因上可与斑岩钼矿床、斑岩铜矿床、斑岩金矿床、矽卡岩铁铜、铅锌、锡矿床及热液交代型多金属矿床、热液金矿床等共(伴)生。并且矿床浅部常有铁帽型金矿床、外围可有砂金矿床产出。如马来西亚巴乌金矿床就有矽卡岩型金矿床-脉状金矿床-碳酸盐热液交代金矿床的三位一体组合;中国鸡冠嘴则为斑岩型铜钼矿床-矽卡岩金铜矿床-热液交代金矿床组合,华铜铜金矿床则为镁矽卡岩带的含铜磁铁矿床-钙矽卡岩型金矿床组合,而鸡笼山金矿床的矿化分带及矿床组合已如前述。

g 蚀变特征

该类金矿床的蚀变较发育,以矽卡岩化强烈为特征,并形成了该类金矿床的主要赋矿岩石——矽卡岩,同时还有较强烈的热液蚀变叠加在矽卡岩化带上。

矽卡岩化类型及分带特征已如前述。热液蚀变主要有钾(钠)长石化、黄铁矿化、硅化、碳酸盐化、菱铁矿化、黄铁绢英岩化、黏土化、绿泥石化等。

金矿化与矽卡岩化晚期的含水矽卡岩化直至热液期的蚀变均有联系,但金矿化并不直接形成于矽卡岩化阶段,而是与热液期的硅化、黄铁矿化及菱铁矿化有关。

钾、钠长石化是矽卡岩化晚期及热液早期的产物,主要产于内接触带;常是金矿化作用的先导。硅化、黄铁矿化及菱铁矿化均与金矿成矿有关。硅化、黄铁矿化与早期金矿化有关,而菱铁矿常与硫酸盐矿物密切共生,是晚期金矿化的标志性矿物,常有铁白云石和方解石与之共生。

交代蚀变作用的顺序大致为矽卡岩化—钾、钠长石化—磁铁矿化—黄铁绢英岩化—硅化—碳酸盐化。

C 成矿作用

该类金矿床的成矿作用经历了3个成矿期6个成矿阶段的成矿过程,即接触交代

矽卡岩期(早期无水矽卡岩阶段,晚期含水矽卡岩-氧化物阶段)、热液期(早期氧化物-硫化物阶段,中期石英-硫化物阶段及晚期石英-碳酸盐阶段)以及表生期(褐铁矿化阶段)。

(1) 无水矽卡岩阶段:以生成透辉石、石榴石为特征,伴有硅灰石、方柱石、符山石及少量石英、方解石、长石的生成。

(2) 含水矽卡岩-氧化物阶段:以形成阳起石、透闪石、符山石等含水矽卡岩矿物及钾长石、磁铁矿等矿物为特征,此外还有钠长石、白钨矿、赤铁矿、石英、方解石、绿帘石、绿泥石等矿物的形成。晚期还有少量硫化物如辉钼矿开始沉淀。这一阶段的成矿温度很高,为 $400 \sim 500^{\circ}\text{C}$ 左右。本阶段除可能有少量银金矿形成外,一般无金矿物形成。但从有的矿区石榴石及磁铁矿中 Au、Ag、Cu 含量(石榴石: Au 为 10×10^{-9} , Ag 为 580×10^{-9} , Cu 为 250×10^{-6} ; 磁铁矿: Au 为 180×10^{-9} , Ag 为 920×10^{-9} , Cu 为 820×10^{-6})可以看出,该成矿阶段的产物与后期热液期的金银矿化有密切关系。

(3) 氧化物-硫化物阶段:本阶段以石英、绢云母、磁黄铁矿、黄铁矿、黄铜矿、辉钼矿、少量辉铋矿、自然铋的形成及钾长石、磁铁矿、白钨矿的继续形成为特征,而黄铁绢英岩化也主要在本阶段发生。本阶段成矿温度约为 $310 \sim 430^{\circ}\text{C}$,本阶段基本无 Au、Ag 矿化形成,仅有极少量自然金出现,而主要硫化物中均有较高的金。如黄铁矿含 Au 0.119×10^{-6} ,磁铁矿含 Au 0.057×10^{-6} ,黄铜矿含金也较高,表明这时溶液是富金的,加之如上述磁铁矿中 Au、Ag 的较高含量,仍反映出本阶段成矿作用与金矿化的密切联系。

(4) 石英-硫化物阶段:本阶段是铜的主要成矿期,也是金的主要成矿期,银开始有部分沉淀。本阶段以形成大量硫化物为特征,有辉钼矿、黄铁矿、黄铜矿、毒砂、方铅矿、闪锌矿、辉铜矿、黝锡矿,以及辉铋矿、自然铋等较多含铋矿物,非金属矿物主要为石英,金矿物主要在本阶段形成。金矿床成矿是在高中温($200 \sim 360^{\circ}\text{C}$)高盐度热液条件下形成。

(5) 石英-碳酸盐阶段:本阶段的特点是:

1) 含硫盐矿物大量形成,且种类较多,如银锑黝铜矿、银黝铜矿、含银锑黝铜矿、锌锑黝铜矿、锌砷黝铜矿、硫铜锡锌矿、金银硫锑锑铅矿、斜方辉铅铋矿、车轮矿等;

2) 碳酸盐矿物如菱铁矿、方解石、铁白云石在本阶段大量形成;

3) 硫化物有黄铁矿、胶黄铁矿、白铁矿、方铅矿、闪锌矿;

4) 到本阶段晚期基本只有方解石生成;

5) 本阶段仍为自然金沉淀时期,含银矿物主要在本阶段沉淀;

6) 本阶段成矿条件属中低温($160 \sim 250^{\circ}\text{C}$)低盐度热液。

(6) 褐铁矿阶段:为表生成矿作用阶段,以形成大量褐铁矿为特征,同时也形成了自然金、辉银矿、自然银等金、银矿物。

上述表明,矽卡岩型金矿床与中酸性花岗岩类侵入岩有密切成因联系。金矿体产于侵入体与围岩接触带。成矿作用经历了从矽卡岩期的气化高温热液到热液期的高中低温热液全过程,虽然金矿化不是形成于矽卡岩期,但早期形成的矽卡岩乃是金矿床的赋矿主岩,金矿化的沉淀富集是在热液期的石英-硫化物阶段和含硫盐-碳酸盐阶段,它们是与矽卡岩化有联系的气化-热液作用的两个成矿阶段。因此,矿床属矽卡岩型金矿床,成矿流体以岩浆水为主,晚期有天水加入,成矿是在弱酸-弱碱性($\text{pH} = 5.0 \sim 8.0$)溶液中,在温度为 $160 \sim 650^{\circ}\text{C}$,压力为 $200 \times 10^5 \sim 800 \times 10^5 \text{ Pa}$ 条件

下,在弱氧化—弱还原环境中发生,金是在 350 ~ 250℃ 范围内以自然金状态沉淀,而在 160 ~ 250℃ 时则有部分金及大量银沉淀。

D 矿床实例:湖北鸡笼山金铜矿床(据李舒等,1999,陈培良,1996)

a 地质概况

鸡笼山矿床为金铜共生矿床。位于湖北省阳新县,处于扬子陆块北部下扬子拗陷带内。区内出露地层为志留系、泥盆系、石炭系、二叠系及三叠系海相碳酸盐岩、陆相碎屑岩和海陆交互相含煤岩系。其中海相碳酸盐岩分布最广,是金铜矿体的主要围岩。

区内岩浆活动强烈,受 EW 向构造带控制,以封山洞、李家湾和鸡笼山三个花岗闪长斑岩岩株为主体,由 20 余个大小不等的岩体构成一个岩体群。其岩石除花岗闪长斑岩外,还有石英闪长斑岩、闪长玢岩等,属同熔型花岗岩类,为燕山期产物。

区域构造线方向为 EW 向,褶皱和断裂均发育,NW 向断裂控制了中酸性小侵入体的侵位。此外,还有 NE 向及 NNE 向次级断裂。侵入岩体与碳酸盐岩接触带为主要控矿构造。

b 矿床地质特征

(1) 矿体特征。矿体为具金铜矿化的矽卡岩,产于鸡笼山花岗闪长斑岩与三叠系大冶组石灰岩及白云质灰岩接触带中(见图 5-12)。

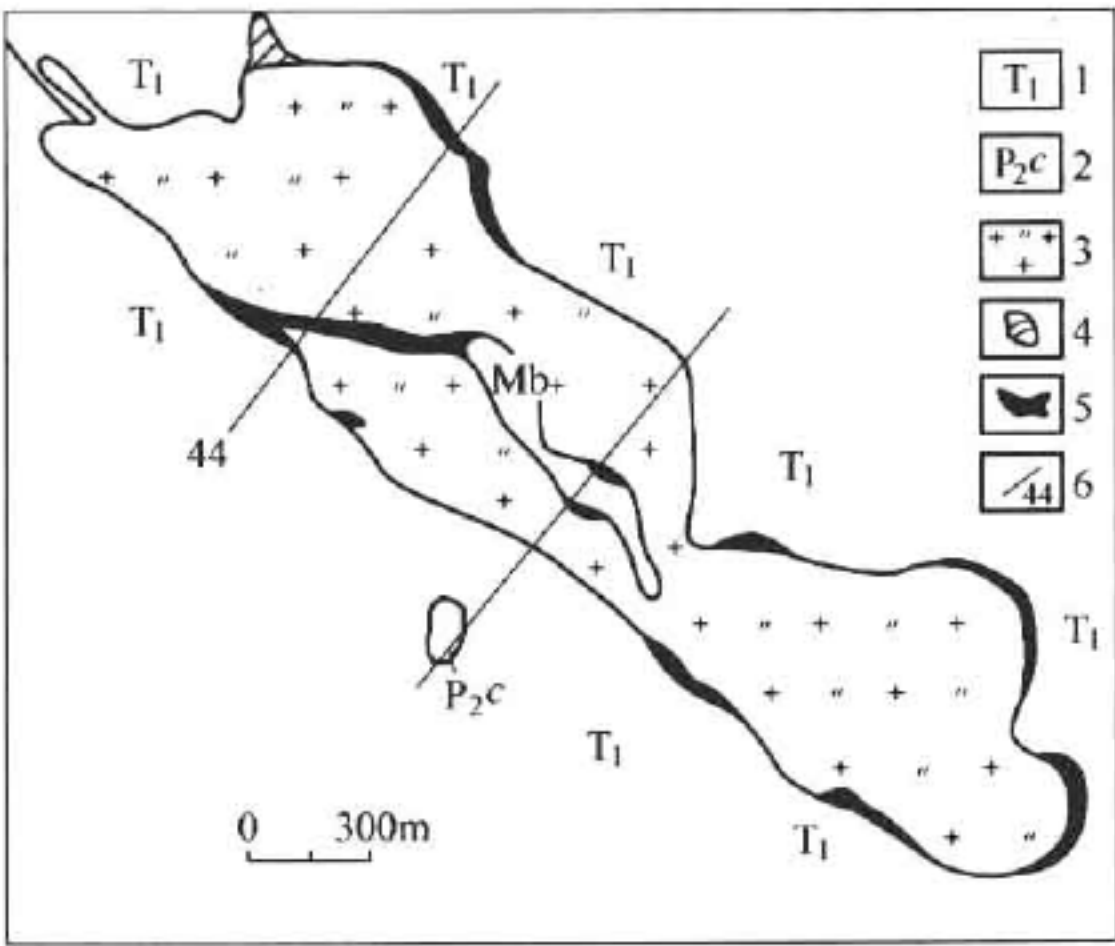


图 5-12 鸡笼山金铜矿床地质略图(据中南冶勘 604 队,简化)

1—三叠系大冶组灰岩、大理岩;2—二叠系长兴组灰岩;
3—花岗闪长斑岩;4—矽卡岩;5—矿体;6—勘探线

矿床由大小不等的 435 个矿体组成,可分为北、中、南三个矿带(见图 5-13)。北带受北缘接触带控制,由 I 号主矿体等 210 个矿体组成;中带受岩体超复接触带及捕虏体接触带控制,由 II、III、IV 号等 187 个矿体组成;南带受南缘接触带控制,由数十个小矿体组成。其中以 I 号矿体规模最大。矿体形态多样,主要有不规则脉状、鞍状,次为似层状、透镜状,少量囊状、指掌状,脉状矿体具分支复合、膨缩现象,似层状矿体主要产于灰岩的层间裂隙中。

(2) 矿石特征。矿石类型主要为含石榴石矽卡岩型及硅灰石矽卡岩型,此外尚有少量含矿大理岩、斑岩及块状硫化物。按有用元素组合划分,则可分为金矿石和金铜矿石。

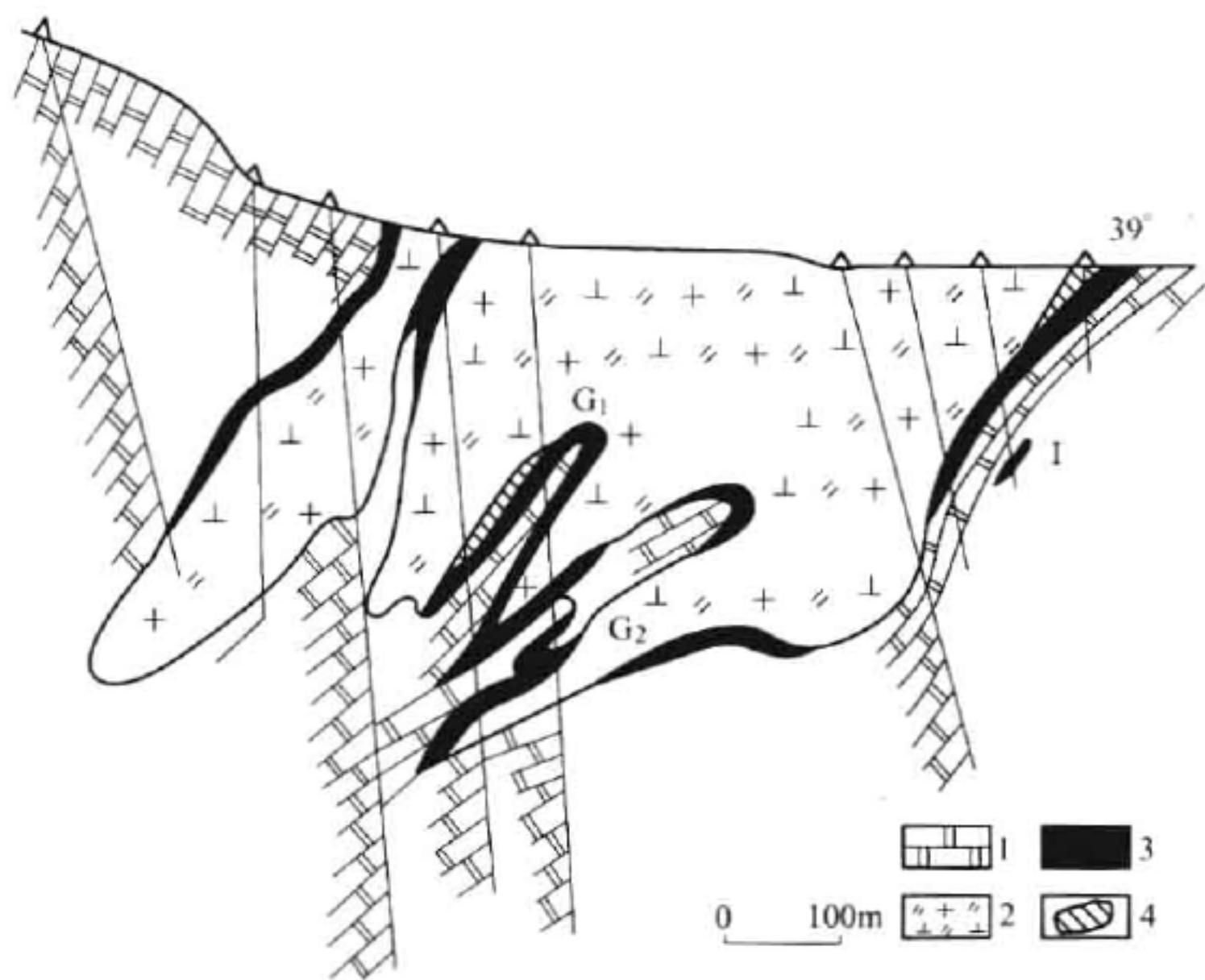


图 5-13 鸡笼山金铜矿床 44 线剖面图(据中南冶金地质勘探公司 604 队)
1—大理岩;2—花岗闪长斑岩;3—矿体;4—矽卡岩;I, G₁, G₂—矿体编号

矿石的矿物组成复杂,经查明的矿物有 100 种以上,但常见的有 10 余种。其中金属矿物主要有黄铜矿、斑铜矿、辉铜矿、黄铁矿、黝铜矿、自然金、银金矿、金银矿、铜金矿、碲金矿、磁铁矿、赤铁矿、辉钼矿、方铅矿、闪锌矿等。非金属矿物主要有石榴石、透辉石、硅灰石、方解石、白云石、石英、硬石膏、岩屑及绢云母、绿泥石等。由矿物成分所决定的矿石化学成分也很复杂,其中成矿元素为 Au、Cu、Ag、Pb、Mo、Fe、S,以及 Cd、In、Se 等稀散元素,并以 Au、Cu 为主。矿石的金品位一般在 $(3.5 \sim 6.2) \times 10^{-6}$ 之间,总体上看品位变化不大。矿石中有害元素有 As、F、Zn 及 MgO 等,但其含量不高,一般均低于选矿要求,故影响不大。

金矿物有 20 余种,其中以自然金为主,其次为银金矿和金银矿。金矿物成色变化大,为 443 ~ 979,其中自然金成色为 849 ~ 979。金矿物的赋存状态主要为粒间金和包体金,少量为裂隙金。金的载体矿物以金属硫化物为主。

金矿物形态多样,但以不规则粒状为主,其次为枝杈状、针棒状等。其粒度大小悬殊,粗粒金主要为粒间金和裂隙金。

(3) 围岩蚀变。围岩蚀变早期主要为矽卡岩化,热液期有硅化、黄铁矿化、绢云母化、碳酸盐化、绿泥石化、沸石化、蛇纹石化、绿帘石化、萤石化、高岭土化等。与金矿化关系密切者主要为热液期蚀变。

(4) 成矿作用。有资料表明,鸡笼山金铜矿床的形成与鸡笼山花岗闪长斑岩体有直接联系,斑岩体是主要成矿母岩。矿石硫同位素测定结果为 $\delta^{34}\text{S} = 0.91\text{‰} \sim 6.1\text{‰}$,显示深源硫的特点,成矿温度:矽卡岩期为 431 ~ 525℃,热液期主要为 152 ~ 352℃。金铜矿化主要发生在 352℃ 以下,成矿压力为 $(400 \sim 500) \times 10^5 \text{ Pa}$,成矿介质 pH 值为 5.0 ~ 5.95, Eh 值为 -0.10 ~ 0.30 V。该矿床属矽卡岩型金铜矿床,侵入岩为花岗闪长斑岩,围岩为下三叠统大冶组灰岩、白云质灰岩,在其接触处发生接触交代作用形成矽卡岩,金铜矿化发生在热液期,

矿体主要产于矽卡岩中。

5.4.3.6 铁帽型金矿床

A 概述

铁帽型金矿床是指由含金硫化物矿床在表生作用中经风化、淋滤富集而成,并赋存在硫化矿床氧化带铁帽中的金矿床。它是风化壳型金矿床中的一个亚类。

铁帽是指原生硫化物矿床及菱铁矿床经表生作用后在地表残留的富褐铁矿的、形似帽状的矿石露头。铁帽类型较多,但总体上无外乎由原生矿床中的硫化物氧化而成,或由菱铁矿氧化而成的两类,铁帽型金矿床主要与前者有关。

中国的铁帽型金矿床(点)主要分布在长江中下游地区,并且相对集中地分布在湖北大冶(如鸡冠嘴、桃花嘴、铜绿山、肖家铺等矿床)、江西九江—瑞昌(如吴家、高丰、丁家山、铁门坎等矿床)、安徽安庆—铜陵(如黄狮涝山、新桥、桃园、戴家冲、董店、鸡冠山、菜瓜山、白岭等矿床)、江苏宁镇(如云台山、安基山、平头山、九华山等矿床、矿点)及浙江长兴—江苏宜兴等地区如图 5-14 所示。其他还有安徽枞阳天台山、湖南七宝山及龙王山等金矿床。



图 5-14 长江中下游铁帽型金矿床(点)分布示意图(据李瑛等,1992)

目前在中国还未发现大型规模的铁帽型金矿床。但该类矿床埋藏浅、易露采、易选冶、品位高,因而具有较高的经济价值。

B 成矿地质特征

a 新构造运动及地貌、气候条件

中新世以来的新构造运动直接控制着地貌的发育,也进一步控制了硫化矿床氧化带及其金次生富集铁帽亚带的形成和保存。以长江中下游为例,该区自中新世以来,至少有三较大的“突变性”抬升运动,形成了多级夷平面及河谷阶地。每一级夷平面都反映了两次抬升之间的相对稳定时期,正是这一相当长的相对稳定时期,特别是准平原化的中期和末期阶段,才是硫化矿床氧化带完全发育、铁帽型金矿形成并得以保存的时期。另外该区第四纪以来以下降为主,形成了有利的地貌条件,总体地势比较平缓,形成了平原、低山丘陵、中低山区、山间盆地以及多级夷平面,成为铁帽型金矿的主要分布地区。

长江中下游地区及华南地区近代属亚热带湿润季风气候,四季变化明显,春夏之交梅雨连绵、夏季湿热、秋高气爽、冬季干寒。年平均气温 $15 \sim 18^{\circ}\text{C}$,最低零下十几度,最高 40°C 以上。年平均降雨量在 $800 \sim 1400 \text{ mm}$ 间,且多集中在春夏两季。年平均大气中水分循环为输入大于输出,常年空气中保持较高温湿度。这种潮湿炎热的气候,以及干寒交替,有利于氧化作用,特别是化学风化作用及铁帽的形成。

b 金矿源体的控制作用

金矿源体是指为形成铁帽型金矿床提供金源的地质体。本类金矿的矿源体为各种含金的硫化物矿体。其对铁帽型金矿的控制作用表现为以下几个方面:

(1) 形态规则、产状直立或陡倾、规模较大的原生含金硫化物矿体对形成铁帽型金矿最有利。

(2) 原生矿石的矿物成分及结构构造,对氧化作用进程及能否形成金次生富集带有决定性影响。一般而言,复杂组合的硫化物矿石(如多金属矿石)较简单组合的矿石(如黄铁矿矿石)更易于表生条件下的氧化和溶解,从而更有利于铁帽型金矿的形成。矿石中脉石矿物种类不同也可影响氧化进程的快慢和金的分散与富集,含有碳酸盐脉石矿物的矿石比其他类型矿石氧化要强烈;含较少硫化物的矽卡岩矿石,经氧化后,原生矽卡岩矿物多形成黏土和碳酸盐矿物,少量微细金则可能因被黏土矿物、碳酸盐矿物吸附而分散,不利于金的富集;而脉石以硅质为主的矿石,因石英相对“惰性”,易使矿化度极高的表生含金流体沿孔隙向下淋滤聚积,有利于金次生富集带的形成。矿石结构构造的影响表现在:孔隙多者,有利于地下水循环,反之则不利;致密块状矿石比有裂隙的晶簇构造和带状构造的矿石透水性差,因而不利于矿石的氧化。

(3) 原生硫化物矿石含金量的高低是能否形成铁帽型金矿的重要因素之一。一般而言,原生矿石金含量大于 0.5×10^{-6} 者,氧化成铁帽后可能形成金次生富集带,而低于 0.2×10^{-6} 的矿区往往没有发现铁帽金。在长江中下游地区,最有希望形成铁帽型金矿床的,首先是五通组之上层状含铜硫化物氧化铁帽,其次是岩体内外接触带充填块状含铜硫化物(磁铁矿)氧化铁帽。

c 含金铁帽剖面

含金铁帽在空间上常具垂直分带特征。一般由上而下划分为:氧化淋滤贫金铁帽亚带、次生金富集铁帽亚带、氧化物-硫化物过渡带、原生硫化物带。

氧化淋滤贫金铁帽亚带(淋滤带)为铁帽上部近地表处,部分矿区遭受侵蚀呈不连续残余体。主要由褐铁矿及少量石英、方解石、黏土矿物组成。矿石具胶状结构及多孔状构造。显著特点是含金低,一般小于 1×10^{-6} ,多数矿区为 $0.4 \times 10^{-6} \sim 0.6 \times 10^{-6}$ 。

次生金富集铁帽亚带(次生金富集带)相当于铁帽的中下部,分布于淋滤带之下,为铁帽型金矿的主要赋矿带。主要矿物成分为褐铁矿、赤铁矿、石英、黏土矿物、方解石及少量重晶石,部分矿区还可有自然铜、赤铜矿、黑铜矿,赤铜铁矿等矿物。矿石具微孔块状、多孔状、粉状及土状等构造。本带以金、银富集为特征,含 Au 一般为 $0.5 \times 10^{-6} \sim 6.5 \times 10^{-6}$,低者如大冶铜绿山含 Au 1.7×10^{-6} ,高者如铜陵鸡冠山可达 15.5×10^{-6} ,有的矿区局部含 Au 高达 600×10^{-6} ,含 Ag 达 $2\,000 \times 10^{-6}$ 。该带除可形成金矿体外,还可有银、铜矿体产出。

氧化物-硫化物过渡亚带(过渡带)位于次生富集带之下,一般位于潜水面附近。由氧化物矿物和硫化物组成,主要矿物成分有黄铁矿、磁黄铁矿、黄铜矿、斑铜矿、辉铜矿、铜蓝、

赤铁矿、蓝铜矿、水绿矾、胆矾及少量菱铁矿、褐铁矿等,脉石矿物有石英、长石、方解石、黏土矿物等。矿石具松散状、粉末状、土状、团块状及角砾状等构造。本带金的含量不高,接近或略高于原生矿的含量,一般在 1×10^{-6} 左右,如新桥为 0.91×10^{-6} ,桃园为 1.3×10^{-6} ,吴家为 0.8×10^{-6} 。

原生硫化物带(原生带)位于过渡带之下,两者常为渐变过渡关系,矿物成分主要有黄铁矿、磁黄铁矿、黄铜矿、磁铁矿、石英、方解石等,次有辉铜矿、铜蓝、黝铜矿、方铅矿、闪锌矿、白云石、石榴石及长石等矿物。

d 矿化特征

矿体的规模、产状和形态不仅受铁帽的控制,还受原生含金地质体的制约。不同矿区矿体规模大小不一,大者长达 1000 余米,小者仅数十米到 100 余米。矿体形态多样,有似层状、透镜状、扁豆状、楔状、囊状及巢状等,沿走向和倾向有分支现象。

矿石中矿物种类较多,多为表生矿物,少数为残余的原生矿物。

矿石中主要金属矿物有针铁矿、水针铁矿、赤铁矿、水赤铁矿、硬锰矿、软锰矿、孔雀石、铜蓝、蓝铜矿、赤铜矿及镜铁矿,次要及少量矿物有辉银矿、自然铜、黝铜矿、辉铜矿、黄铁矿、磁黄铁矿、白铁矿、胶状黄铁矿、毒砂、黄铜矿、方铅矿、闪锌矿及斑铜矿,非金属矿物主要有石英、玉髓、碧玉、方解石及黏土矿物,次要及少量矿物有黄钾铁矾、水胆矾及石膏等。金矿物以自然金和银金矿为主,次为金银矿,还有少微量碲铅铜金矿、碲铜金矿和碲铁铜金矿。

金矿物主要呈粒间金、裂隙金、包体金等形式赋存在褐铁矿中,仅少量在石英中,还有一部分金被黏土矿物、针铁矿、水针铁矿等吸附而以吸附状态存在。金矿物形态较复杂,有圆粒状、椭圆状、次椭圆状、树枝状、片状、细丝状、粒状、月牙状、鞍状、港湾状、海绵状等。金的粒度变化较大,除胶粒吸附者外,一般为 $1 \sim 75 \mu\text{m}$,个别有大于 $100 \mu\text{m}$ 的片状金。总的看,氧化带中的金比原生矿石中金的粒度要大。自然金成色为 828 ~ 982,银金矿的成色为 660 ~ 800。在同一矿区中,铁帽中金的成色高于原生金。

矿石结构主要为骸晶结构、残余结构、假象结构,自形—他形结构及胶状结构,不同矿区还有草莓状结构、蠕虫状结构、放射状结构、纤维状结构、毛发状结构、同心圆结构、压碎结构及粒状结构等。矿石构造主要有孔状构造、蜂窝状构造、土状(松散)构造、粉砂(松散)状结构、皮壳状结构、网脉状构造及块状构造等。

该类矿床中主要的共生元素为 Ag、Cu,可构成 Au、Ag 矿体,或 Au、Ag、Cu 矿体,如新桥、桃园、鸡冠嘴等矿区。一般而言,各矿区中大多伴生有 Ag 可综合利用。Au、Ag、Cu 三者在次生富集亚带的富集规律由上而下一般为 $\text{Au} \rightarrow \text{Ag} \rightarrow \text{Cu}$,即 Cu 的迁移能力大于 Ag,Ag 大于 Au,所以 Cu 迁移稍远。

C 成矿作用

李瑛等(1992)建立了长江中下游地区铁帽型金矿床的成矿模式图(见图 5-15),综合反映了该类型金矿床的成矿作用,包括该类型金矿床的类型、空间定位、氧化剖面分带、成矿物理化学环境的变化及伴生微量元素的产出情况。

铁帽型金矿床的形成,是原生含金硫化物矿(化)体在表生条件下,由于氧化淋滤作用而使金元素重新分配、聚集的结果。在氧化作用中,金随硫化物的分解而从原生载体矿物中析出,由于硫化物分解成硫酸盐类而使溶液向强酸性发展,又由于溶液中电解质的大量增加而提高其 E_h 值,特别是作为强氧化剂的铁、锰在大量增加,从而加速了金的析出与溶解(其

中还包括有机质的作用)。金的溶解可能发生在 pH 值小于 3.5, Eh 值大于 0.6 V 的强酸性高电位环境中。金一部分以机械方式迁移,另一部分为溶解的金则是与酸根配位基组成络合物,而主要的呈 $[Au(SO_4)_2]^{3-}$ 和 $[AuCl_2]^-$ 络合物迁移。以后随着 H_2O 、 O_2 作用的加强,铁、锰的氧化物和氢氧化物形成,以及二氧化碳及碳酸盐矿物(来自围岩)加入,使溶液的 Eh 值降低, pH 值升高,当 pH 值小于 3.5, Eh 值大于 0.6 V 时,就可导致络合物分解,金析出并沉淀,经漫长的淋滤、迁移、沉淀而逐步富集成矿。硫化物现在正处于氧化状态的地段一般位于潜水面上下波动带的范围内,贫金铁帽亚带和金次生富集铁帽亚带虽然曾经是古潜水的活动地段,但现在大多位于现代潜水面之上。

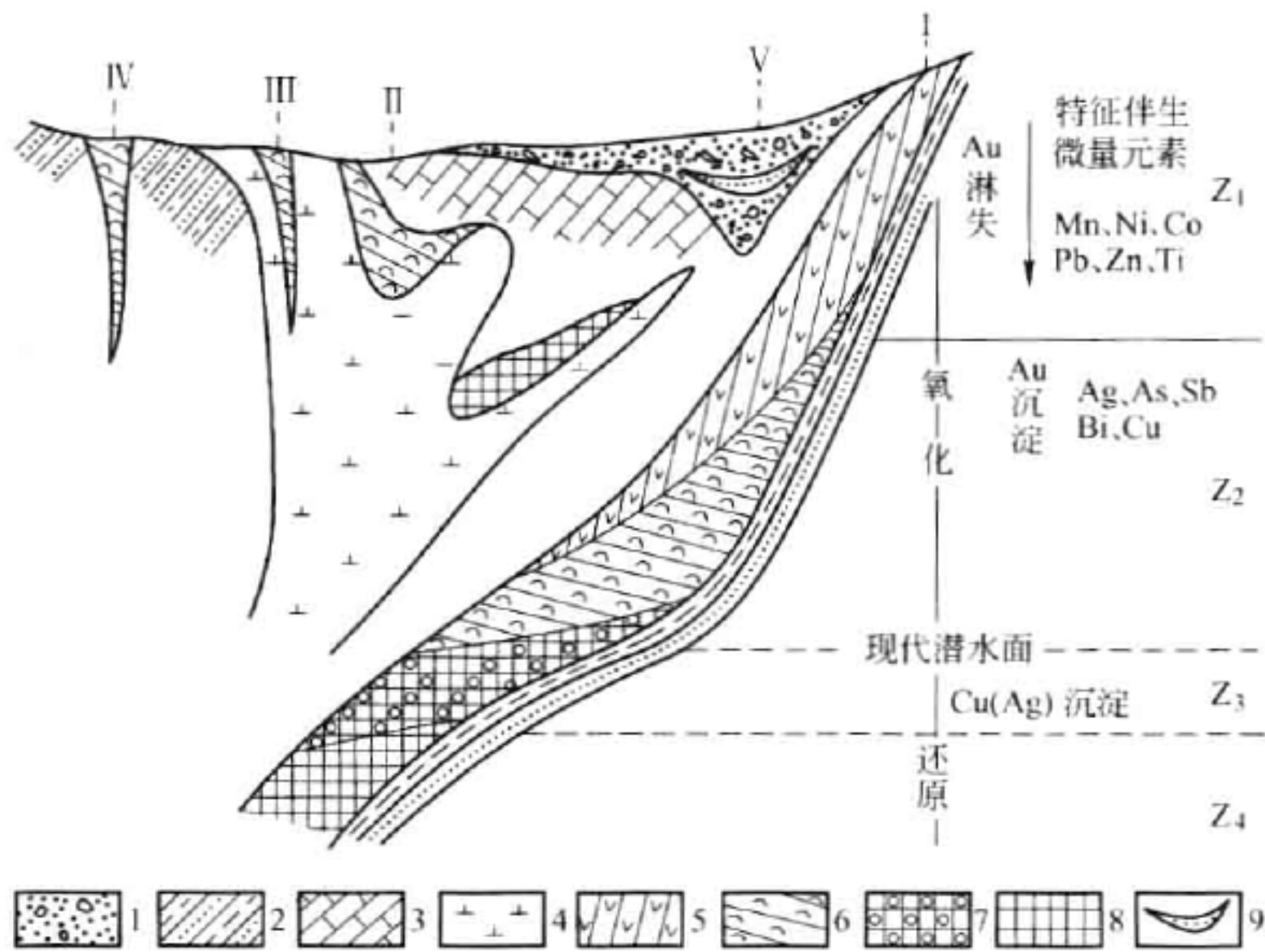


图 5-15 长江中下游地区铁帽型金矿床成矿模式图(据李瑛等,1992)

1—第四系堆积层;2—砂页岩;3—石灰岩(大理岩);4—中酸性侵入岩;5—贫金铁帽亚带;
6—金次生富集铁帽亚带;7—氧化物-硫化物过渡亚带;8—原生硫化物亚带;9—砂金;
I—“层状”铁帽型金矿;II—“砂卡岩”铁帽型金矿;III—“斑岩”铁帽型金矿;
IV—“脉状”铁帽型(或氧化带)金矿;V—砂金矿; Z_1, Z_2, Z_3, Z_4 —氧化分带编号

D 矿床实例:江西武山吴家铁帽型金矿床(据李瑛等,1992)

吴家金矿床位于江西省瑞昌市北西 13 km。矿床已达中型规模。

武山矿床为一大型铜硫矿床,位于界首一大桥背斜 NE 倾伏端南翼,矿区自北向南,出露地层有志留系、泥盆系、石炭系、二叠系、三叠系。铁帽型金矿床带受五通组与下石炭统假整合面及层间破碎带控制,平面上呈长条状,走向 NE 75° , 倾角 $46^\circ \sim 67^\circ$, 与地层产状一致。原生矿近地表部分氧化成铁帽,构成吴家铁帽型金矿床(见图 5-16)。目前已控制的铁帽金矿体自 10 线至 90 线,走向长 1 050 m, 倾斜长 150 m, 平均厚 3.97 m。矿体呈似层状、透镜状。金矿体赋存标高为 150 ~ 130 m。氧化剖面分带性较明显,沿矿体倾斜方向可分为 4 个亚带(见图 5-17)。局部地段金次生富集铁帽亚带出露地表,部分贫金铁帽亚带可能已被剥蚀掉。矿石主要呈块状、土状、散粒状、角砾状,少量蜂窝状。矿石 Au 平均品位为 4.67×10^{-6} , Ag 为 20.9×10^{-6} 。主要组成矿物有针铁矿、水针铁矿、赤铁矿、石英、高岭土。其他有意义的少量表生矿物为硬锰矿、软锰矿、黝铜矿、赤铜矿、水胆矾、胆矾、黄钾铁矾、辉铜矿、孔

雀石等。金银矿物有自然金、银金矿、自然银、角银矿、碲银矿。自然金的成色平均为 980，含少量杂质(如 Pt、Fe、Cu)。自然金的形态不规则，呈棱角状、蝌蚪状、薄板状、谷壳状等。绝大多数金粒表面凹凸不平，充填铁泥质、黏土质。金粒局部被铁质薄膜覆盖。在重砂和光片中所见，大多为显微金、次显微金。

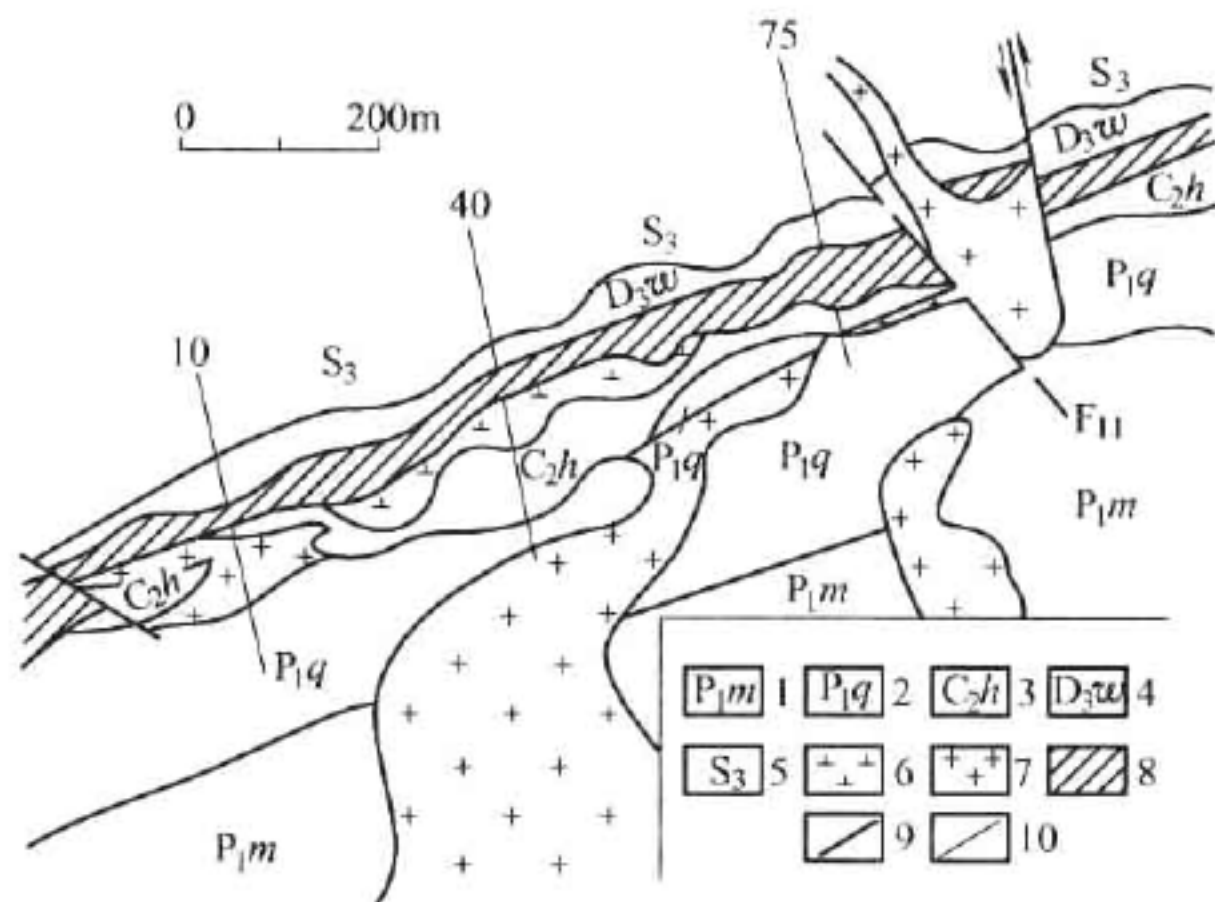


图 5-16 江西吴家铁帽型金矿区地质图(据李瑛等,1992)

1—茅口组;2—栖霞组;3—黄龙组;4—五通组;5—上志留统(纱帽组);6—石英闪长斑岩;
7—花岗闪长斑岩;8—铁帽及铁帽金矿体;9—断层;10—勘探线

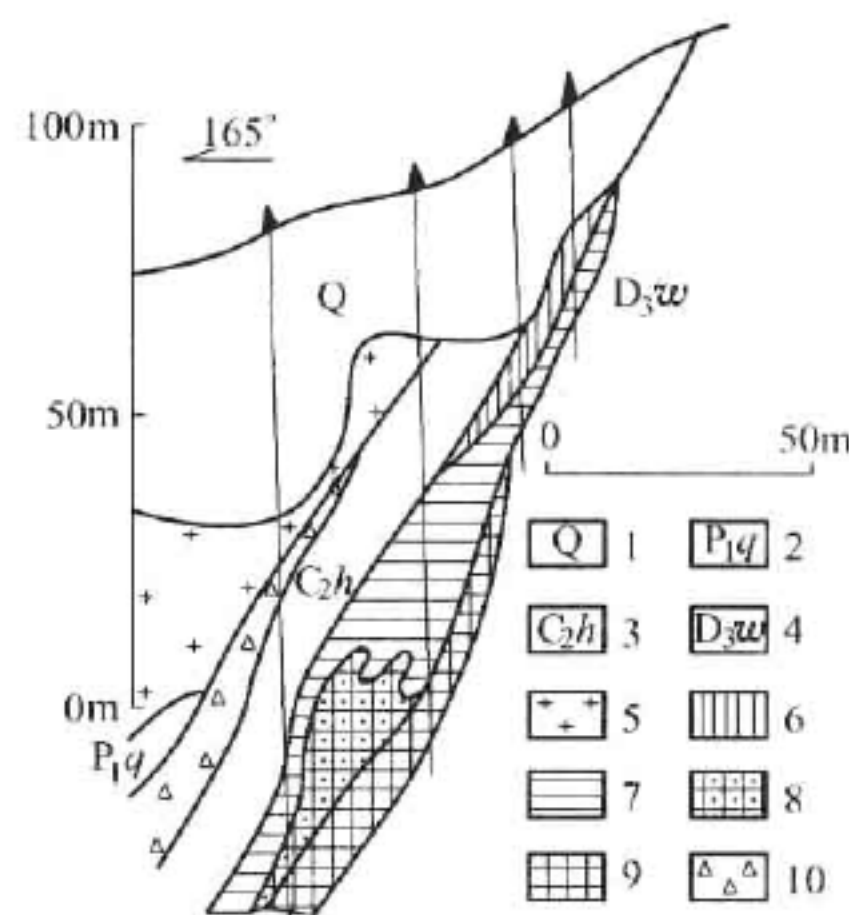


图 5-17 江西吴家铁帽型金矿床 10 线剖面图(据赣西北队李德银,1989)

1—第四系;2—栖霞组;3—黄龙组;4—五通组;5—花岗闪长斑岩;6—贫金铁帽亚带;7—金次生富集
铁帽亚带;8—氧化物-硫化物过渡亚带;9—原生硫化物亚带;10—角砾岩

5.4.3.7 红土型金矿床

A 概述

红土型金矿床是含金较高的地质体(含金较高的岩石、金矿体、矿化体)在红土化作用下,使所含的金发生活化迁移、沉淀富集而形成,并产于红色风化壳剖面黏土带中的表生金矿床。应该说红土型金矿床是产在红色风化壳中的金矿床。

红土化作用是一种表生风化作用,在热带和亚热带干湿交替气候条件下,岩石循环地进行机械风化和化学风化,同时也有利于生物风化作用的进行,使风化作用深入发展。在岩石

风化过程中,铝硅酸盐岩石在水、二氧化碳和生物作用下可分解出碱金属和碱土金属,若地形平坦或略有倾斜,这些碱金属和碱土金属可保留在风化场所,使水溶液呈碱性反应,这样残留在地表的黏土矿物便进一步分解,使 Al_2O_3 、 Fe_2O_3 和 SiO_2 发生分离,他们在水中易变成胶体物质, SiO_2 溶胶溶于碱性溶液中被带走(即去硅作用), Al_2O_3 和 Fe_2O_3 发生水化,形成氢氧化物堆积在风化壳中,铁质使土壤变为赭红色,从而形成红土。

在红土化过程中,酸性含盐(氯化物)地下水使岩石中或其他地质体中的金溶解、迁移,而当与 2 价铁相遇,并在二价铁氧化成三价铁的氧化物时,金就被还原并与铁的氧化物同时沉淀在红土层中,或被含水氧化铝胶体、 MnO_2 胶体及黏土等吸附而富集成矿,从而形成红土型金矿床。

1976 年,苏联地质学家 В И 斯米尔诺夫提出了“红土中的金矿床”的概念,指出在澳大利亚的卡尔古利、南美的圭亚那、苏联的雅库特有产于岩溶洼地中的残余红土型金矿床。世界上第一个大型红土型金矿床是 1980 年在澳大利亚发现的博丁顿金矿床,其金的平均品位 1.8×10^{-6} ,储量 81 t。以后又找到了巴西的巴依尔金矿床(金平均品位 5.0×10^{-6} ,储量 70 t)、几内亚的锡吉里金矿床(金平均品位 1.35×10^{-6} ,储量约 83 t)、科特迪瓦的伊带金矿(储量 20 t),并在马里、印度及澳大利亚、巴西的其他地方也发现了该类型金矿床。

20 世纪 80 年代末期发现的湖北蛇屋山金矿床则是中国发现的第一个大型红土型金矿床。以后又陆续发现了贵州老万场,湖南龙形寨、大坊,云南北衙、上芒岗、麦窝坝、果园,江西王家坊、斛塘,广西龙塘、陶圩、下甲、牛坪等红土型金矿床。总的来看,中国红土型金矿床的找矿效果还是不很理想。但是作为 20 世纪 80 年代新发现的金矿床类型,具有品位低(一般为 $1.0 \times 10^{-6} \sim 5.0 \times 10^{-6}$)、规模大(中、大型至超大型)、易采(矿层松散、露采)、易选冶(池浸及堆浸、选冶工艺简单)、回收率高(大于 75%)、见效快(当年可见效)及效益高等特点,已逐渐受到人们的重视。

由于中国红土型金矿床主要见于南方,因此本章讨论的主要是中国南方红土型金矿床的特征。

B 矿床类型的划分

前已述及,红土型金矿床是产于红色风化壳剖面中的表生金矿床,它属于风化壳型金矿床的一个亚类。对红土型金矿床的进一步分类命名,应考虑以下因素:

首先按成矿时期的不同将红土型金矿床分为古红土型金矿床及现代红土型金矿床,前者是指新第三纪以前形成的矿床,后者是指新第三纪至第四纪形成的矿床。古红土型金矿床一般都受到了以后地质作用的影响,已经石化或被掩埋,或被破坏,常使其工业意义减小。而现代红土型金矿床则因其规模较大、易采、易利用、回收率高、见效快及效益高,而为人们所重视,本文研究对象也限于现代红土型金矿床。按金矿源的特征及成矿作用特征而分成初生型及改造型两类。初生红土型金矿床的矿源为含金较高的岩石,成矿是在红土化作用中形成的,只经历了一次成矿作用;改造红土型金矿床的矿源是在以前的成矿作用中已经形成的金矿体或矿化体,后来受到红土化作用的改造而形成的红土型金矿床,经历了两次或两次以上的成矿作用。目前中国南方所见到的红土型金矿床基本属于改造红土型金矿床。

在上述分类基础上,对中国南方红土型金矿床的进一步划分考虑了如下原则:

(1) 按红土型金矿床产出的构造部位及成矿作用特征而分为古层间构造带淋积型、岩体接触带淋积型及岩溶洼地堆积型三个亚类;

(2) 根据金矿源体特征及红土型金矿床中的赋存状态,以及典型矿床或一定地区矿床的特征,赋予一定类型矿床以×××式矿床的名称,初步划出蛇屋山式、龙形寨式、大坊式、北衙式、百色式、老万场式及镇圩式等7个矿床式。

C 矿床地质特征

a 含金红色风化壳

红色风化壳剖面一般由表层红土带—硬(铁)壳带—斑点带(铝土矿带)—杂色黏土带—腐泥岩带—基岩组成。国内外几个红土型金矿床的红色风化壳剖面如表5-17所示。

表 5-17 红土型金矿床剖面分带表

风化壳剖面	澳大利亚博尔顿	巴西巴依尔	中国蛇屋山
表层红土	表土层(松散豆石及红棕色铁质土壤)	红色腐殖土层	腐殖土层,湖积层亚砂土
硬(铁)壳带	硬帽(带铁质外壳的残留岩石碎块、铁质碎块、富铁铝的基质胶结)	硬壳层(铁质带,由铁氧化物结核、豆粒、铁质碎块及富铁红土组成)	硬壳或硅帽(硅化岩、砂岩碎块、砾石及红土)
斑点带 (铝土矿带)	B层(铝土矿带,由弱至中等固结的结核和碎块状黏土组成,含少量层状铁质碎块)	混合层(斑点带,风化残留的破碎岩石及松散物质组成,具斑点及块状构造,含 Al ₂ O ₃ 高)	红色网纹状黏土(网纹状构造发育)
杂色黏土带	黏土带(纯白至杂色黏土,具斑点和块状构造,含有铁帽物质,而三水铝石很少)	泥质层(纯白至杂色高岭石黏土为特征)	黏土带(上部为浅色黏土亚带,下部为棕色黏土亚带)
腐泥岩带	腐泥土层(土黄色,黏土矿物及残余原生矿物组成)	腐岩带(黏土矿物及残余原生矿物组成)	灰色黏土带(局部有风化残余结构)
基 岩	太古界安山岩、粗玄岩、花岗闪长岩(基岩中的硅质脉、网脉中有金、铜、钼、钨矿化)	太古界基性火山杂岩(基岩中有含金硫化物石英脉产出,并有热液蚀变)	下古生界及中生界碳酸盐岩及碎屑岩(有卡林型金矿)

注: 据陈大经等,1998。

b 矿化特征

(1) 矿体产状、形态、规模。矿体在剖面中的位置随矿床类型不同而有差异,但总的看,主要产在杂色黏土带中,而对岩溶性洼地堆积淋积型(老万场式、镇圩式)金矿而言,整个剖面中都有金矿化产出,但仍存在上贫下富之趋势。矿体呈层状、似层状、透镜状、囊状及不规则状产出。产状一般较平缓,既受矿源体产状的影响,更受各种层间构造带、接触带及岩溶侵蚀面地形变化的控制。

矿床规模不等,大坊式、百色式、镇圩式矿床规模一般较小,主要为小型及矿点,多为民采矿山。其余类型大、中、小型者均有,老万场式、北衙式、龙形寨式可达中大型,蛇屋山式可达大型,如蛇屋山金矿床即达大型,其主矿体长1 520 m,宽170~480 m,厚1~44.3 m,平均厚13.2 m。

(2) 矿石特征。矿石中矿物成分以黏土矿物为主,包括高岭石、伊利石、蒙脱石、多水高岭石等。其次为褐铁矿、针铁矿、赤铁矿、软锰矿、三水铝石、铋钙石、石英、方解石、碳质、绿泥石、奥葱石等。另外还有少量铁铝质岩石、硅质岩、灰岩等岩石碎块。这些矿物呈铁铝质

豆石、结核、黏土质、铁质结核、锰结核或铁锰质碎块等形式出现,锰结核内并见同心圆状构造。锑钙石呈褐色,浑圆一次浑圆状,是镇圩式金矿床的特有矿物。方解石、石英呈次浑圆状或次棱角状。贵金属矿物主要为自然金。

矿石组构总体看较松散。矿石结构主要为泥质结构、粉砂泥质结构,次有残余结构,矿石构造主要为土状构造、块状构造,次有网纹状、角砾状、残余页理及多孔状等构造。

矿石化学成分主要为 SiO_2 、 Al_2O_3 、 Fe_2O_3 , 含量可达 80% ~ 90%, 次为 K_2O 、 MgO 、 CaO 、 TiO_2 等。次要成分在不同类型矿床中有差异。矿石中有用组分主要为金, 其中古层间构造带淋积型及岩体接触带淋积型金矿床的品位较低, 平均多为 $1.0 \times 10^{-6} \sim 2.0 \times 10^{-6}$ 。而岩溶洼地堆积型金矿床则相对较富, 其中镇圩式金矿床品位一般为 $1.0 \times 10^{-6} \sim 5.0 \times 10^{-6}$, 高者达 $15 \times 10^{-6} \sim 37 \times 10^{-6}$; 老万场式金矿床品位多数为 $4.1 \times 10^{-6} \sim 5 \times 10^{-6}$, 高者达 40×10^{-6} 。

(3) 金矿物特征。矿床中金矿物主要为自然金。金矿物主要呈次显微金产出, 次有少量显微金及明金, 并呈粒状、片状、不规则状及树枝状产出。唯有镇圩式金矿床的金矿物特殊, 全为明金, 呈不规则片状、粒状产出, 次为浑圆状、次浑圆状、树枝状、针状、皮壳状, 以及立方体、八面体、五角十二面体、多面体等形态产出, 有的金矿物与锑钙石、软锰矿连生。金矿物成色较高为红土型金矿的重要特征, 其金的成色多大于 900。如镇圩式金矿中, 镇圩金矿床金矿物的成色达 989, 牛坪金矿床达 940, 下甲金矿床自然金的成色最高, 达 999 ($n = 4$)。在国外该类金矿床金的成色也很高, 如巴依尔金矿床自然金的成色为 987 ~ 1 000; 博丁顿金矿床的自然金含 Au 98.62 % ~ 98.94 %、Cu 1.45 % ~ 1.75 %, 仅含微量的 Ag、Fe; 印度尼伦布尔地区红土中的金为高纯度金。研究认为, 该类矿床中金矿物成色高与地表水中的氯淋失银导致金的纯化有关。

D 控矿条件及成矿规律

a 构造岩浆活动与成矿的关系

构造岩浆活动与红土型金矿床成矿的关系主要表现在以下三个方面:

(1) 构造环境控制矿床的规模。相对稳定的大地构造环境有利于红土型金矿床, 特别是大型红土型金矿床的形成。如国外一些地盾区、稳定地台区长期处于稳定状态或缓慢上升状态, 有利于红土型金矿床的形成和保存。中国南部地壳多是处于相对稳定状态, 特别是中生代以来又处于相对活动状态, 对红土型金矿床的形成和保存都不利, 因此多形成一些中、小型矿床, 大型矿床很少, 难于形成特大型矿床。

(2) 构造岩浆活动对原生金矿化有明显控制作用, 从而控制了红土型金矿化的类型。

(3) 新构造运动控制现代地貌的形成和分布, 从而对红土型金矿床的分布有明显控制作用。

b 金矿源体的控制作用

金矿源体的控制作用表现在三个方面:

(1) 金矿源体类型控制了红土型金矿床的类型。

(2) 金矿源体的规模、品位对红土型金矿床的控制作用, 金矿源体规模大有利于形成较大的红土型金矿床, 品位富也有利于形成富的红土型金矿床。

(3) 金矿源体产状的控制作用, 金矿源体产状平缓, 有利于形成规模较大的红土型金矿床, 反之, 产状较陡, 所形成的红土型金矿床规模就较小。

c 古气候与红土型金矿床的关系

红土型金矿床是在热带、亚热带干湿交替气候条件下形成的。中国南方第四纪时,特别是更新世时基本为一湿热的热带—亚热带环境,对于红色风化壳及红土型金矿的形成均有利。如蛇屋山金矿床的红土剖面中有网纹状红土,形成于中更新世。又如广西中更新世形成的白沙组沉积物组成了第三级河流阶地,沉积物为红色、深红色,并发育网纹构造的黏土,同样反映了与红土型金矿床成矿有利的湿热气候条件。

d 地貌条件

红土型金矿床的地貌条件为:

(1) 中国南方的红土型金矿床目前仅见于滇西山区、云贵高原及华中、华南地区的低山丘陵及平原地带。

(2) 在滇西山区,红土型金矿床主要分布于山间盆地中的丘陵地带。元江以东的云贵高原则分布在高原上的丘陵地带,因新构造运动形成了一系列剥夷面,红土型金矿床多分布在这种剥夷面上。

(3) 华中及华南地区的红土型金矿床主要分布在山前丘陵、低山丘陵、准平原等地貌区。

(4) 岩溶洼地堆积淋积型金矿床则赋存于岩溶洼地、岩溶漏斗、溶洞等微型地貌中。

e 水文地质条件与红土型金矿床的关系

红土型金矿床的形成直接与地下水的运动形式和水的成分有关。

地下水一般分为渗透带、流动带和停滞水带。在潜水面以上为渗透带,地下水自上向下流动,主要发生金的活化迁移。在流动带,地下水为侧向水平流动,基本为一还原带,由上部渗透带迁移来的物质在此带沉淀富集,但是对于金来说,主要是在潜水面以上近潜水面的部位发生沉淀,而 Ag、Cu、Pb、Zn 等元素的沉淀富集则在潜水面以下的流动带,在红色风化壳剖面分带中该带为腐泥岩层,由于潜水面的变化,该带仍可能有少量金的富集。在停滞水带(红色风化壳剖面中该带为基岩),地下水几乎停滞不动,氧化作用基本停止。

当潜水面长期相对稳定的情况下,可形成连续性好、厚度大的矿体;当地壳缓慢抬升,地下水面逐渐下移情况下,也可形成厚度大的红色风化壳及大型红土型金矿床;若潜水面发生明显升降变化,则可形成多层矿体。

由于地下水面还受到地表地形的影响,并不是一个水平面。在地势陡峻、剥蚀作用强的山区,地下水垂向流动较弱,以侧向流动为主,于金矿化富集不利。反之,地势平缓的准平原地区,丘陵地区及山间盆地中的丘陵地区,以及岩溶洼地内,地下水以向下流动为主,红土化作用较强,红色风化壳发育较好,有利于金的向下活化迁移,并在潜水面附近富集成矿。

此外,地下水中氯化物的含量对金的活化迁移也有明显影响,若地下水中 Cl^- 含量低,则金难于被活化成金氯络合物形式迁移;若地下水中 Cl^- 含量高,则有利于金的活化迁移,并有利于提高金矿物的纯度。

f 时空分布规律

(1) 时间分布:长江中下游及华南地区的红土基本是第四纪更新世的产物,并且主要是中更新世形成。

(2) 空间分布:从已发现的红土型金矿床看,最北的为湖北蛇屋山金矿床,为北纬 30°

左右。而中国第四纪红土特别是成熟度高的网纹红土也主要发育在北纬 31° 以南的地区。因此,可以认为,中国南方现代红土型金矿床的分布范围,北界为北纬 31° 左右。其南界应到海南岛,因那里已处于热带地区,并且已有文昌、琼海红土型铝土矿床产出,因此具备形成红土型金矿床的古气候条件。

g 矿化富集规律

矿化富集规律为:

- (1) 金矿源体产出部位的附近是红土型金矿化富集部位的宏观标志之一。
- (2) 金矿化主要富集于潜水面、近潜水面部位的杂色黏土带中,一般在网纹层、铁盘之下的杂色黏土带中。若无网纹层及铁盘,一般也富集于杂色黏土带中。
- (3) 当网纹层下有高岭土时,高岭土层越厚,矿体越厚,品位也越富。
- (4) 在蛇屋山式及百色式金矿床中,块状矿石含金高于土状矿石;有弱硅化的矿石品位较富;含有呈红褐色的褐铁矿-石英细脉的黏土矿石含金较富;矿石呈黄褐色—深褐色者含金较富;紫红色者含金较低;矿石中含臭葱石时含金较富。
- (5) 对老万场式及镇圩式金矿床而言,在整个红土层中均有金矿化产出,但一般仍有上贫下富之势。

(6) 镇圩式金矿床有如下富集特征:

- 1) 峰林洼地、岩溶漏斗有利于金的富集,坡立谷地区不利于金的富集;
- 2) 在峰林洼地中的低洼区以及溶沟、溶槽中,金更相对富集;
- 3) 在剖面上以下中部含金最富,但大粒金主要在上部;
- 4) 锑钙石越富,金矿化越富集,矿层厚度也大。

(7) 腐泥岩层中有时也有金矿化富集。

E 成矿作用及成矿模式

(1) 含金红色风化壳剖面自上而下为:表层红土—硬壳带—网纹状红土层—杂色黏土带—腐泥岩—基岩。杂色黏土带为主要赋金部位。

(2) 金矿源体有微细浸染型(卡林型)金矿化,含金(锑)石英—方解石脉型矿化(叫曼式金矿),海底喷流沉积型 Fe、Mn、Pb、Zn、Ag、Au 矿化,接触交代(矽卡岩)—热液型多金属银金矿化,以及斑岩型—矽卡岩—热液型铅锌银金矿及铁帽型金矿化。

(3) 在第四纪,特别是更新世,中国南方处于热带、亚热带干湿交替的气候条件下,在丘陵、准平原及岩溶洼地等地貌发育区,岩石发生了红土化作用。与此同时,赋存于地质体中一定构造部位的金矿(化)体中的金被活化,并在一定的 pH 值、Eh 值条件下,主要以金氯络合物、金硫络合物,或者呈胶体吸附态形式迁移。

(4) 金在红色风化壳中自地表向下渗透迁移,接近潜水面时,含金溶液逐渐转为侧向水平迁移。这时 Eh 值及 pH 值均发生变化,并在 Fe^{2+} 、 Mn^{2+} 离子等还原剂,以及铁锰氧化物胶体、黏土矿物等吸附剂的作用下金发生沉淀富集。金的沉淀富集主要在潜水面以上、近潜水面附近的杂色带发生,并呈层状、似层状、透镜状、囊状等产出。

F 矿床实例:湖北蛇屋山红土型金矿床(据虞人育,1994;李松生,1993)

蛇屋山金矿床位于湖北省嘉鱼县境,是 20 世纪 80 年代末期在中国发现的第一个大型红土型金矿床。该矿床具有规模大、品位低、易采、易选、经济效益好的特点。矿区紧邻长江一侧。区内地势平坦,属准平原地貌,一般标高 20~40 m,最高约 80 m。地表径流不发育,

以湖泊为主。地表大部分为红壤土覆盖,见有由硅质岩形成的小山脊。基岩零星出露。

a 矿区地质

矿区地层自老至新有:寒武系—奥陶系微晶白云岩、灰岩、含碳泥质岩、含碳硅质岩;志留系灰色泥岩;上侏罗统一下白垩统灰色含粉砂泥岩、白云质泥岩、粉砂质泥质白云岩及泥质类质白云岩,不整合于寒武—奥陶系之上;第四系中—上更新统红色松散黏土层,为金矿赋存层位。

第四系上更新统红色松散黏土层:该层平均厚度 80 m,最厚 110 m,由黏土、砂和砾石组成。按岩性自上而下分为 4 层:顶部岩块砾石层,上部红褐色网纹状含砾黏土,中部浅色高岭土质黏土层,下部棕色黏土(含 Mn 和有机质)。红色层之下为灰色黏土,属腐泥岩层,是基岩之上的半风化基岩。

矿区褶皱构造线方向为 NWW 至近 EW 向,NE 向和 NW 向两组断裂发育,破碎带宽数米至数十米不等。自中新世以来,本区侵蚀作用与阶地沉积作用交替进行,从灰岩溶洞深埋侵蚀基准面以下,并处于不同高程位置分布来看,该区新生代以来新构造运动较强烈。本区潜水面均高于矿体下界,也表明该地区曾经历过较大幅度的抬升作用。

区内矿产主要有原生金矿化,在上侏罗—下白垩统底部不整合面附近的硅化蚀变带和下伏的寒武—奥陶系碳酸盐岩构造型破碎带中,广泛存在有 Au 异常或 Au 的矿化,局部地段有原生金矿体的富集,成为以后风化型金矿床形成的主要物质来源。

b 矿床地质特征

(1) 矿体特征。区内金矿体产于红色松散黏土层中,矿体分布于红色网纹状黏土与棕色黏土界面上下,如图 5-18 所示。顶板一般是高岭土层,底板是棕色黏土或灰色黏土,实际上主要矿体是产在网纹状红土之下的棕色黏土层中,其次在高岭土层或网纹状红土中也有少量分布。从剖面看含矿性下部较好,如下部棕色黏土金矿石的矿石量约占总量的 35%,而金属量却占 46%。

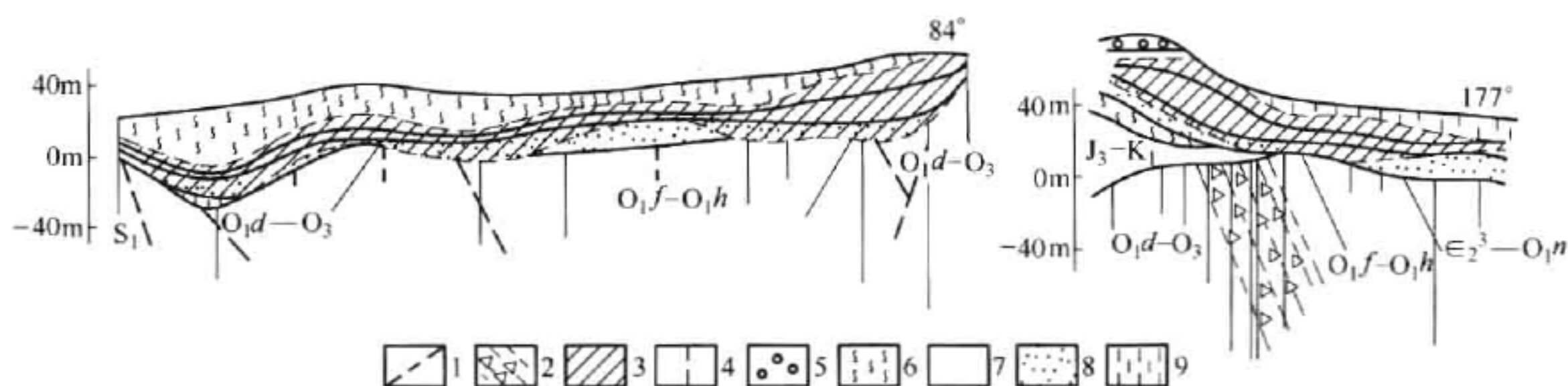


图 5-18 蛇屋山金矿床剖面图(据虞人育,1994)

J_3-K_1 —上侏罗—下白垩统; S_1 —下志留统; O_1d-O_3 —下奥陶统大湾组—上奥陶统;

O_1f-O_1h —下奥陶统分乡组—红花园组; $\epsilon_2^3-O_1n$ —中寒武统上部—下奥陶统南津关组;

1—断层;2—构造破碎带;3—金矿体;4—基岩金矿化;5—交代石英岩岩块、碎石;

6—褐红色网纹状黏土;7—浅色黏土;8—棕色黏土;9—灰色黏土

矿体产状受古岩溶面控制,矿体下盘主要为碳酸盐岩岩溶风化面(图 5-18)从总体看近水平状产出,局部受溶沟、溶槽等影响,故底板起伏较大。矿体一般不紧邻风化基岩面,当下伏基岩是含金碳酸盐质构造岩时,则矿体紧邻风化界面,并与原生金矿化体(或矿体)连为一体。

矿体埋深一般 5~20 m, 部分裸露地表, 属半掩伏金矿床。含不等量砂、砾的黏土为含矿寄主岩。矿体长约 1300 m, 宽 350 m, 分布面积约 0.5 km²。矿体呈似层状、大透镜体状产出, 矿体连续性较好, 局部出现尖灭或微矿化的黏土夹层, 矿体厚 1.20~41.20 m, 厚度变化系数 72%, Au 品位 $(1.1 \sim 7.6) \times 10^{-6}$, 品位变化系数 69%, 矿体厚度、品位变化均属较稳定类型。

(2) 矿石特征。矿石自然类型与岩石类型基本一致, 属黏土质金矿石。矿石质地松软, 普遍经受铁质渲染。根据矿物组成、结构构造含矿性及铁、锰质含量的多寡, 进一步分为网纹红土金矿石、浅色黏土矿石、棕色黏土金矿石 3 个亚类。

矿石中矿物成分主要有黏土矿物(高岭石、多水高岭石、伊利石、水黑云母)、石英、玉髓及褐(针)铁矿等, 约占矿物总量的 99%, 少量微量矿物有重晶石、绿泥石、雄黄、雌黄、白钨矿、毒砂、黄铁矿、锐钛矿、辉锑矿、方铅矿、软锰矿、绿帘石、尖晶石、锆石、刚玉及碳酸盐矿物等。并以针铁矿、高岭石、多水高岭石、重晶石及软锰矿等的出现为标志。

矿石化学成分主要为 Al_2O_3 、 SiO_2 、 Fe_2O_3 , 约占总量的 92%, 次为 K_2O 、有机碳、 TiO_2 、 BaO 、 P_2O_5 及 MgO 等; 矿石中有用组分主要为 Au, Au 的品位为 $1.1 \times 10^{-6} \sim 7.6 \times 10^{-6}$, 伴生有益组分 Ag 的含量为 $0.72 \times 10^{-6} \sim 12.99 \times 10^{-6}$, 其他有益组分含量极微; 矿石中对氰化浸出的有害元素 S、C、Cu、Sb、As 等含量很低。

矿石主要结构有泥状结构、含粉砂泥状结构、砂状结构和残余结构等; 矿石构造有土状构造、网纹状构造、絮状构造、皮壳状构造、角砾状构造和条带状构造等。

(3) 金的赋存状态。矿石中金的粒度极细, 以次显微状游离金为主, 占金总量的 88.93%, 其余少量金吸附于高岭石、伊利石矿物中, 包体金极微, 未见可见金及显微可见金。

c 控矿条件及成矿作用

(1) 金矿源体。金矿的物质来源为下伏基岩中的金矿体、矿化体。理由如下:

1) 原生金矿(化)体的解体是形成风化型金矿床的主要物质来源, 不整合面附近 J_3 — K_1 地层中的硅化蚀变钙镁质细碎屑岩和下伏碳酸盐岩构造破碎带中, 分布有原生金矿(化)体, Au 含量 $(0.1 \sim 7.04) \times 10^{-6}$, 呈次显微金吸附于高岭石(或伊利石)晶体边缘和黄铁矿晶格内, 矿石遭受风化淋滤作用的结果, 金从矿石中游离出来, 含金溶液残留原地或随地下和地表径流短距离的侧向运移, 在洼地的适合环境富集成矿, 是风化型金矿床的主要物质来源。这种原生金矿(化)体就是微浸染型(卡林型)金矿体。

2) 红土金矿床矿体分布与下伏基岩含矿破碎带的范围相对应。凡碳酸盐岩含破碎带地区的红土, $w(\text{Au})$ 为 $(10 \sim 100) \times 10^{-9}$, 离开这套地层的红土, $w(\text{Au})$ 则小于 10×10^{-9} 。这种对应现象, 反映出风化红土金矿床与原生矿化之间可能存在继承关系。

3) 含金红土层中保留有各种化石残积物, 而这些化石在下伏地层中均有发现, 说明了红土层由下伏基岩风化残积而成。

4) 含金红土中除黏土成分外, 还有砾石及未风化岩块。这些岩块和砾石为硅质岩, 属原生金矿床中的产物, 其中保留有明显的构造破碎和交代现象, 并含不等量的褐铁矿, 而褐铁矿普遍含金, 高者达 $3 \times 10^{-6} \sim 6 \times 10^{-6}$ 。

(2) 地貌条件。矿区为一准平原地貌, 有利于红土化作用及红土型金矿床的形成。矿区内为一封闭的岩溶洼地, 为金元素的聚集和保存提供了良好的空间。

(3) 古气候条件。矿区发育网纹状红土, 而这种网纹状红土广泛分布于长江中下游地

区,它是第四纪大姑冰期与庐山冰期之间的间冰期的重要标志,形成时代为中更新世。这种网纹状红土形成于热带雨林气候,而这种气候炎热、雨量充沛的热带雨林气候是红土型金矿床成矿的有利古气候条件。

(4) 成矿作用。矿床的形成包括了两种成矿作用:原生金矿床即金矿源体的成矿作用,其原生金矿床属本书所称沉积岩-硅质岩型金矿床,即一般所称微细浸染型金矿床或卡林型金矿床,其成矿作用为浅成低温热液成矿作用或热水沉积成矿作用;红土型金矿床的成矿则是原生金矿床在红土化作用下被改造而成,属改造红土型金矿床。

5.4.3.8 砂金矿床

A 概述

砂金矿床是在地表条件下,由原生含金岩石、金矿床或金矿化体经风化、剥蚀分离出成矿组分,再经流水、冰川、风力等作用搬运,并在一定的地形地貌条件下沉积在未固结的碎屑物中的金矿床。砂金矿床在任何地质时代都能形成,但大多是新生代形成的。时代较老的砂金矿床由于固结成岩作用的结果已形成含金的砂砾岩,称为砂砾岩型金矿床或古砾岩型金矿床,或古砂金矿床。

南非的维特瓦特斯兰德金铀砾岩矿床(简称兰德砾岩型金铀矿床或兰德金矿床)是迄今为止发现的最古老的砂金矿床。该矿床产于晚太古代一早元古代地层中。1886年乔治·哈里森和乔治·沃克在南非约翰内斯堡市附近的维特瓦特斯兰德发现了含金砾岩,从而发现了兰德金矿床^①。该矿床规模之大在世界上是独一无二的,其探明储量约占世界探明金矿储量的60%。古砾岩型金矿还在巴西、加拿大、澳大利亚、加纳、印度、美国及北欧等地有所发现。根据胶结物的成分将这类矿床分为两类:一类以黄铁矿为主要胶结物,常共(伴)生铀,规模大,时代主要是晚太古代和早元古代,以兰德金矿床为代表;另一类以赤铁矿为主要胶结物,不含铀,规模相对较小,时代主要为早元古代,以加纳的塔库瓦金矿床为代表。

中国还未发现产于元古宙中的古砾岩型金矿床,从成矿条件分析找到的可能性也不大。在其他时代地层中虽然发现有古砂金矿床,如黑龙江穆稜、内蒙武川及河南崤山等地,但规模很小。

根据砂金矿床中碎屑物的固结程度及成矿时代,将砂金矿床分为古砾岩型金矿床及现代砂金矿床两类,前者碎屑物已固结成岩,形成于新第三纪以前;现代砂金矿床的碎屑基本未固结,属松散状碎屑物,形成于新第三纪—第四纪。本章主要讨论现代砂金矿床,文中所称砂金矿床即现代砂金矿床。

砂金矿床具埋藏浅、矿石松散、易采易选、投资少、见效快、效益好等特点,因此一直受到人们的重视,是黄金的重要来源之一,约占世界黄金产量的10%~15%,在美国和前苏联的砂金产量都占本国黄金产量的60%。

中国砂金资源丰富,地质储量仅次于俄罗斯和巴西,居世界第三位。迄今全国已发现砂金矿床(点)近4 000处,广布于30个省、市、自治区,其中以四川、黑龙江、陕西、甘肃、江西、青海、吉林等省最为重要。累计探明储量约占全国金矿储量的11.9%。中国最具工业意义的砂金矿床是第四纪流水成因的砂金矿床,其黄金储量可占砂金矿床储量的95%以上,其

^① 史业新. 南非维特瓦特斯兰德金铀砾岩型矿床//地质矿产部情报研究所等编. 世界金矿及典型矿床. 1986:91-111。

次为侏罗—老第三纪砂砾岩中的古砂金矿床。

B 砂金矿床的成因类型

这里以成矿作用为基础,辅以砂金赋存的地貌部位,即以“成因—地貌部位”为分类原则,制定了下列中国现代砂金矿床成因分类简表(见表 5-18)。

表 5-18 中国现代砂金矿床成因分类简表

矿床类型		产出地貌	成矿作用	规模	实例
冲积型	河床型	现代河床、浅滩、沙洲	流水冲积作用	小型—中型	湖南汨罗江、江西乐安江
	河漫滩型	河漫滩		小型—大型	黑龙江兴隆沟、江西庄湾
	阶地型	阶地		小型—大型	陕西月河、广西水台
滨岸型	海积型	海滨、滨岸砂堤、滨岸阶地	浪积、潮汐作用	矿点—小型	山东三山岛
	湖积型	湖滨、湖岸斜坡、湖岸浅滩	湖积作用	矿点	湖南省洞庭湖南缘
冰碛(水)型		冰川谷底、冰蚀阶地	冰川(水)作用	小型—大型	青海大场、四川漳腊
风积型		砂丘(迎风坡)	风积作用	矿点	内蒙古阿右旗一带

在上述分类方案中我们未将残坡积型砂金矿床及岩溶砂金矿床列入其中,前者是赋存于风化壳中的金矿,已列入风化壳型金矿床一类中,为残坡积型金矿床亚类,与铁帽型金矿床、红土型金矿床并列。岩溶型砂金矿床我们已将其列入红土型金矿床讨论。

C 砂金矿床地质特征

a 冲积型砂金矿床

(1) 矿体形态、产状及赋存部位。

1) 砂金矿体多呈带状、条带状、层状、似层状,也有多边状、扁豆状及脉状,具明显的膨缩、分支复合及弯曲现象。产状平缓(支谷矿体产状略陡)。与河谷近于平行分布。一般为单层矿体,出现多层矿体时,也是以底层矿体为主,上层矿体次之。由于河谷地貌的影响,使得矿体形态、产状在河谷中的位置都有较大的变化,如图 5-19 所示。

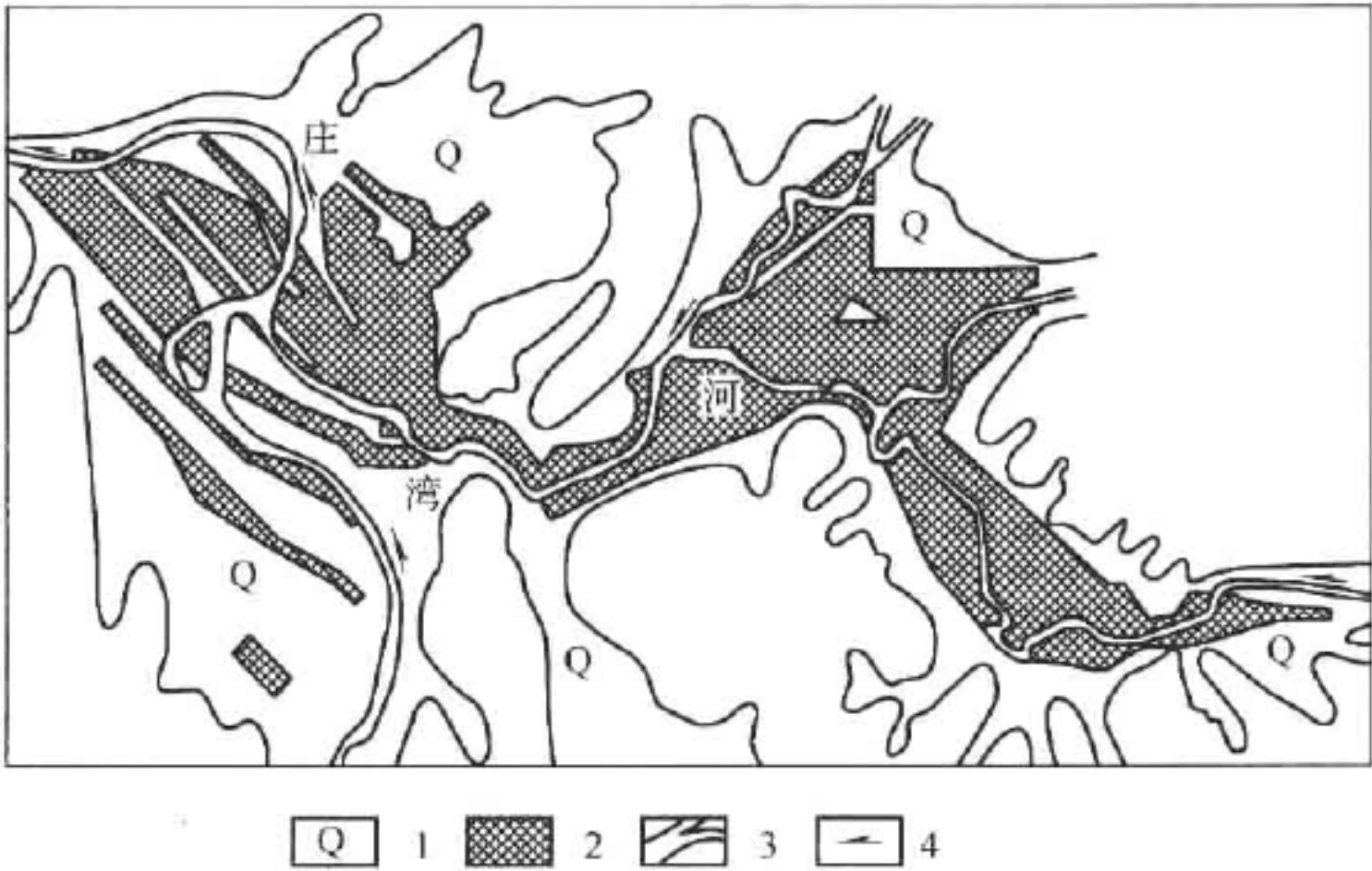


图 5-19 庄湾砂金矿体形态图

1—第四系河谷堆积物;2—砂金矿床;3—现代河床;4—河流流向

2) 砂金矿体多赋存于河谷堆积物底部,即下部砂砾石层及含砂砾碎石层(基岩上部的风化产物),有时在砂砾石层的上部或含砾粗砂层、砂层中也有扁豆状矿体(见图5-20)。如果是冲积型河漫滩砂金矿体时,则砂金矿体多赋存于堆积物的上部。

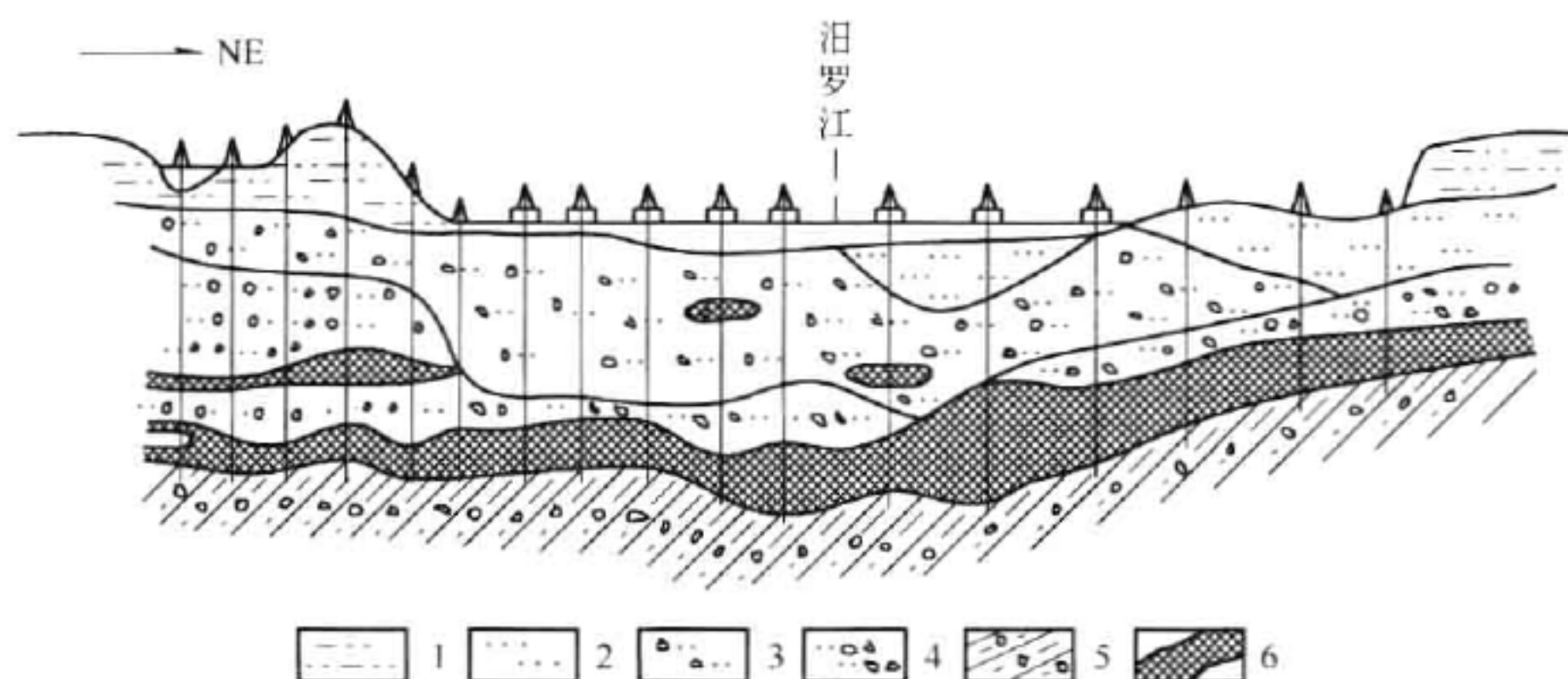


图5-20 汨罗江砂金矿床勘探剖面图

1—黏土质砂层;2—砂层;3—含砾砂层;4—砂砾石层;5—基岩;6—砂金矿体

3) 河漫滩砂金矿体及大部分阶地砂金矿体的宽度明显大于现代河床的宽度,砂金矿体的长度与宽度不成一定的比例关系。

4) 砂金矿体的厚度(含金层的厚度),一般为0.2~1.5 m左右,有时可达2 m以上。其埋藏深度是主谷较深、支谷较浅,一般为3~12 m,个别达20 m以上。

5) 无矿短程支流(主谷两侧的小支谷)的汇入,对主谷中砂金矿体的形态、产状一般不造成较大的影响。

6) 砂金矿体多赋存于河流的主流线、谷底的低凹处。

7) 谷底起伏不平或河谷走向与谷底基岩的裂隙、节理、层理、片理垂直或斜交时,有利于砂金的富集。

8) 河床的凸岸、由窄变宽处所形成的边滩、心滩等部位有利于河滩砂金矿的富集。

(2) 砂金品位。

1) 在纵向上,从矿体首部(上游)到尾部(下游)一般不出现矿体首部品位高而尾部品位低的变化,但在河床底面坡降明显变化的部位则品位较高,而在凸起的地方品位较低。

2) 在横向上,砂金品位变化极大,无一定规律。

3) 在垂向上,砂金矿体底部品位高,上部品位低,有时相差几倍到几十倍。

4) 在单源补给的矿体中,矿体首部品位高于尾部品位,砂金矿体展宽处品位低,狭缩处品位增高。

5) 无矿干流与金矿支流汇合处,砂金品位变低。

6) 在多次侵蚀旋回发育的矿体中,品位呈现跳跃性锯齿状的不规则变化。

7) 砂金矿体的混合厚度越大,一般砂金矿体的混合砂品位越低。

(3) 矿石组成。砂金矿床的矿石皆为松散矿石,由含金的砂砾石,含黏土的砂砾石组成。个别地区可见到半胶结(压紧胶结、钙质胶结、铁质胶结)状态的矿石。矿床中重砂矿物组合较复杂,但对源区有明显的继承性。重砂矿物种类多达近百种,主要的或多数矿区有

产出的矿物有锆石、石榴石、磁铁矿、钛铁矿、黄铁矿、金红石、榍石、磷灰石、电气石、独居石、赤铁矿、镜铁矿、褐铁矿、角闪石、绿帘石等,次要的有白钛矿、辰砂、白钨矿、锡石、重晶石、磷钼矿、方铅矿、毒砂、铬铁矿、辉石、板钛矿等。重砂矿物类型似乎有如下特征:一是一般常见的重砂矿物,如锆石、石榴石、磷灰石、电气石、绿帘石等;二是含铁矿物及含钛矿物较多;三是比重较大的矿物较多,如白钨矿、锡石、重晶石、方铅矿、铬铁矿、辰砂,还见粗铂矿等铂族元素矿物;四是金的载金矿物,如黄铁矿、褐铁矿、毒砂等。金矿物以自然金为主,次为银金矿,少数矿区还见有锡金矿、铜金矿、铋铅金矿、金汞互化物等金矿物。

(4) 金矿物特征。

1) 金矿物粒度:从矿体的首部到尾部,金矿物粒度变化不大,一般为 0.25 ~ 1.5 mm,少数矿区还可见块金,如孔隆沟见有重达 6300 g 的块金。在单源补给的矿床中若没有再次搬运,则矿体首部粒度较大,尾部粒度变细。在垂向上,砂金矿体的含金砾石层底部金粒度要比砂金矿体上部的金粒度大得多。支谷砂金矿体中的粒度有时要比相应的主谷砂金矿体中的金粒度大些,多数砂金矿体的金矿物粒度大于原生金。

2) 金矿物形态:以粒状、不规则状、板状、片状及鳞片状为主,亦见有树枝状、辫状、发状、条状、钩状、小圆粒状,部分地区还见有立方体、八面体、菱形十二面体或其聚形的金粒,并经常见到金粒与石英或其他脉石的连生体。砂金颗粒的磨圆度在矿体首部较差,而在尾部磨圆程度较好。

显微研究发现,金粒表面有一些典型的次生长结构,如生长阶梯、生长空洞、生长环、生长枝、生长文象、金钟乳、金笋、同生环状等表面生长结构。

3) 金矿物成色:大多数砂金矿物的成色为 800 ~ 900,常见大于 900 者,如月河砂金矿床,平均成色 980,珥春河砂矿床金成色为 843 ~ 872。在一些大型河谷中,砂金成色从上游到下游有增高的趋势,而且高于附近原生金的成色;在同等前提下,金粒脱离载体时间越长,金粒越细小(特别是鳞片状),金的成色越高;在金粒内部,核心部位的成色要低于边缘的成色。河谷中通过含金溶液沉淀而形成的砂金成色,比一般的砂金(由岩金矿补给的)成色要高得多。

(5) 冲积型河床砂金矿床。该类型是指由现代河流洪水形成,直接产在现代河床中的砂金矿床,同时还包括现代河流的浅滩、沙洲上的砂金矿床。其首要特点是:砂金矿床的赋存部位必须与现代河床的分布位置密切相关。河床砂金矿床的矿体多呈带状、条带状分布,其产状平缓,常与河谷平行。剖面常为一元结构,金矿体由砂砾层组成,并多赋存于河流的主流线和谷底的低处,俗称“谷底金”。沙洲浅滩砂金是在流水搬运中把一些细小片状金带到下游,在河道由窄变宽、水位降低、流速急剧减小处,金粒沉积,因而砂金多分布在冲积物的上部,每次洪水过后,它都沿着河床向下游移动一段距离,俗称“过路金”。本类金矿床的开采以采金船为主。

(6) 冲积型河漫滩砂金矿床。该类矿床是中国砂金矿床中最具工业价值的类型之一,可形成大型金矿床。砂金产在河漫滩的堆积物中,矿体宽度可大于现代河床宽度。空间上,如果处于对称的河谷,则矿体分布在现代河床附近,有时可与河床砂金矿体相连;若为不对称河谷,则矿体多分布在缓坡一侧。堆积物在剖面上具典型的二元结构,下部为砂砾石层,上部为细砂层和黏土层。砂砾层厚度中等,砂金矿体主要富集于下部砂砾层及含砾碎石层中,有时在砂层(含砾砂层)和黏土层中也有少量扁豆状矿体分布。矿体大部分平缓,与河

谷基准面近于平行。矿体一般为单层,在多层矿体中也以底部矿体为主。矿体连续性好,长由几百米到数十公里不等,宽几十米到几百米,厚几米至十余米,其厚度变化往往与谷底起伏有一定关系。混合砂金品位 $0.0n \sim 0. ng/m^3$ 。矿床和矿体的规模与含金地质体的规模之间不成一定的比例关系。

本类矿床在中国分布较广,黑龙江、吉林、陕西、四川、江西等省的一些大、中型砂金矿床即属此类。典型矿床如兴隆沟、庄湾、韩家园子等矿床。

(7) 冲积型阶地砂金矿床。该类矿床是产在现代河谷两侧阶地中的砂金矿床。是由河漫滩砂金矿床进一步演化形成,即由于新构造运动,古河谷抬升,河床下切,河漫滩砂金矿床就成了阶地砂金矿床。

阶地砂金矿床保存的完好程度与该区的新构造运动,即地壳抬升的强度与速度有关。地壳抬升幅度大,速度快,则河流以挖深侵蚀作用为主,有利于阶地和阶地砂金矿床的保存,当地壳抬升幅度小,速度慢,或处于稳定状态时,河流的侧向侵蚀作用较强,则阶地及阶地砂金矿床易受冲刷而不利保存,有时甚至会被全部冲刷掉。由于支流的汇入,可使阶地和阶地砂金矿床被切割,造成阶地砂金矿体的不连续,当河流水量减小时,可使阶地砂金矿床得到保存;河流单向侧向侵蚀时,河谷一侧的阶地砂金矿床可能保存得较好。阶地砂金矿床的剖面在地表通常为腐殖土或残坡积物,向下依次为黏土层(或含砂黏土)和砂砾层,金主要赋存在砂砾层中。矿体形态多为不规则状。矿床规模大小不一,但以规模小者常见,同时具有由低(阶地)到高(阶地)规模变小的趋势。

中国新构造运动较发育,因而阶地砂金矿床也较发育,尤其是在中国南方和西北各省、区更为发育,新疆阿勒泰地区有70%的砂金矿属于阶地砂金矿床。阶地砂金矿床在部分地区具有较大工业意义,但可能因水源缺乏而难以开采,典型矿床有水台、月河、沅水下游等砂金矿床。

b 滨岸砂金矿床

(1) 海积型滨岸砂金矿床。被河流携带入海的含金碎屑物,或者沿海岸被冲蚀破坏的含金地质体的碎屑物,经岸流、海浪、潮汐作用的长期搬运、分选,使金矿物富集于滨岸地带的有利地段而形成的砂金矿床,称之为海积型滨岸砂金矿床。

稳定的构造环境对滨岸砂金矿床的形成有利,它可使滨岸地带的含金碎屑物质得到长期的搬运、分选而使砂金得以富集。该类金矿床仅赋存在滨岸地带,如滨岸砂堤、滨岸阶地。矿体常与海岸线平行,具胀缩和分支复合现象。含金堆积物的特点是分选性好,具交错层理,磨圆度较高,砾径小,成分复杂。金矿物粒度细小,富集于堆积物的下部,其形状以片状、粒状为主,也有条状、柱状及树杈状等。

该类金矿床一般不具重要工业意义,但特定条件下也可有一定远景。如山东三山岛砂金矿,该矿位于三山岛东南坡,北为渤海,砂金分布在长500 m,宽300 m的范围内,主要赋存在砂砾石层,含砾砂质黏土层及基岩风化壳中,其他层位也不同程度含金。矿体呈透镜状和层状产出,埋深为3.65~30.49 m,单个矿体长一般20~80 m,厚0.1~1.8 m,含金品位 $0.278 \sim 5.92 g/m^3$ 。

(2) 湖积型滨岸砂金矿床。河流携带入湖泊的含金碎屑物或湖泊滨岸地带含金地质体的风化产物,经岸流和拍岸浪的长期冲刷、搬运、分选,使砂金富集于滨岸地带的有利部位形成的砂金矿床,称之为湖积型滨岸砂金矿床。

稳定的构造环境同样于该类金矿床的形成有利。有利的赋矿地带为湖岸斜坡、湖岸浅滩。金的颗粒极细,品位较低,一般为 $0.1 \sim 0.2 \text{ g/m}^3$,但变化小。矿体规模更小。含金层埋深大于 10 m ,具多层性。目前仅见有洞庭湖南缘的一些矿点和矿化点,一般不具工业意义。

c 冰碛(水)型砂金矿床

该类金矿床是由第四纪冰川作用形成的砂金矿床。它是含金的风化产物,被冰川(水)搬运后,使砂金富集于有利部位的冰碛物中而形成的一种砂金矿床。其中又可分为冰碛型和冰水型。实际上冰碛物中的砂金矿床往往很贫,而要富集成有工业价值的砂金矿床还要通过冰水的冲积作用及后期流水作用的进一步分选和富集。因此,真正具工业意义的是冰水型砂金矿床,而不是冰碛型砂金矿床。如内蒙毛淖砂金矿床即为冰水成因的砂金矿床,矿体长 760 m ,宽 $160 \sim 560 \text{ m}$,厚 $0.7 \sim 1.34 \text{ m}$ 。根据砂金所赋存地貌部位的不同,砂金矿床又可分为冰碛(水)型谷底砂金矿床和冰碛(水)型阶(台)地砂金矿床(见图5-21)。

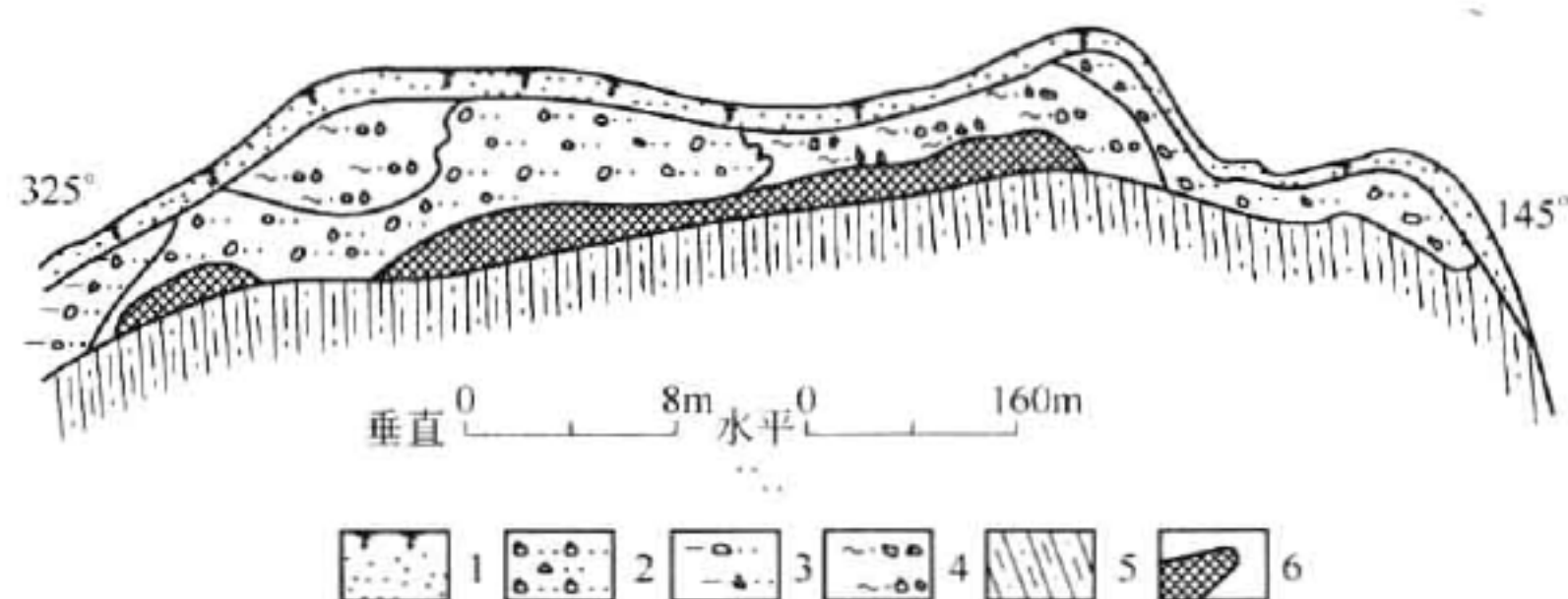


图5-21 内蒙古中后河毛淖冰台地砂金矿床(19勘探线)剖面图

1—腐殖土层;2—含砾砂层;3—含黏土砂砾层;4—含砂砾层;5—基岩(砂质黏土质);6—砂金矿体

该类金矿床的含金堆积物(冰碛物)无分选性、无层理。砾石成分复杂,磨蚀程度差,呈杂乱堆积。矿床中重砂矿物组合较复杂,其矿物可达40余种,常见的有锆石、石榴石、赤铁矿、磁铁矿、黄铁矿、钛铁矿、磷灰石、白钛矿等,次有电气石、楣石、金红石、锐钛矿、褐铁矿、角闪石、辉石、辰砂、方铅矿、铬铁矿、重晶石、板钛矿、独居石、绿帘石、自然铜等矿物。砂金夹于冰川(水)泥砾相中,并赋存于河谷底部,以底碛含金最富,中碛次之,侧碛和终碛中砂金较分散。冰碛物中含泥量高者,一般含金较高,冰碛物厚度在 3 m 以内者含金贫富无一定规律,大于 3 m 含金开始贫化。矿石品位富,含金可达 $1 \sim 4 \text{ g/m}^3$ 。以基岩层之上含金为主,矿体可呈单层或多层。金矿物以自然金为主,呈粒状或不规则状,金粒大小不一,磨蚀程度差,具擦痕、压坑、穿孔等特点。金的成色一般较高,常为900以上,如黑龙江省罕达气平均为897,青海大场为850~960,四川省漳腊平均996,新疆的西岔河平均997。对冰碛黏土的研究表明,其主要成分是伊利石。

该类矿床在中国西北、西南地区分布较广,有一定工业意义。可形成大型矿床,如青海大场砂金矿床。此外还有四川漳腊、阿尔泰的西岔河及黑龙江罕达气等矿床。

d 风积型砂金矿床

由于风的吹扬作用,比重小的岩石、矿物碎屑被带走,在砂丘迎风方向的背侧,使金和重矿物相对富集而形成的砂金矿床称为风积型砂金矿床。在中国还无该类矿床的典型矿例,仅有内蒙古阿右旗的一些金矿点。仅具成因意义而无工业意义。

D 成矿控制条件及成矿规律

a 成矿环境对砂金矿床的控制作用

成矿环境对砂金矿床的控制作用为:

(1) 砂金矿床多分布于深大断裂及其旁侧次级裂隙出露区、隆起区与沉降区的过渡地带、不同构造单元接壤部位的两侧(特别是次级构造单元接壤部位的两侧)、构造隆起区内的构造复合部位或直接分布于构造裂谷中。

(2) 砂金矿床多分布于前中生代,特别是前古生代的变质岩出露区。其原因是:这些古老的变质岩系,特别是变质的中基性—超基性火山岩系的含金背景值都较高。

(3) 砂金矿床多分布于古老隆起区内的中—新生代构造盆地中。如内蒙古大青山隆起带内的金盆盆地、武川盆地、固阳盆地,天山褶皱系内的伊犁山间拗陷,祁连褶皱系内的祁连盆地,秦岭褶皱系内的石泉—安康盆地等皆有砂金矿床的分布。其原因是:这些地区的古老含金地质体,经风化剥蚀后形成了中—新生代的含金堆积物,这些含金堆积物再经风化剥蚀,就可为砂金矿床提供丰富的次生矿质来源。

(4) 岩浆活动频繁的地区,特别是岩浆岩与围岩接触的部位,岩体内有含金石英脉、含金蚀变破碎带或含金背景值较高的岩体出露区,多有砂金矿床的分布。如大兴安岭北部、阿勒泰一带的砂金矿床,多分布于华力西期岩浆岩出露区。

b 金矿源体特征

我们把为形成砂金矿床提供金源的地质体称为矿源体。砂金矿床的金矿源体有4个方面,即:岩金矿床(点)、矿化带,分散的含金脉体;含金砾岩;伴生金矿床;含金丰度较高的岩层或岩体等。

(1) 多数砂金矿床与原生金矿床密切相关。如黑龙江团结沟、老柞山、兴隆沟,广东金装、河台,燕辽地区的马兰峪、东坪、沟门子,胶东辛安河、外夹河、中流河以及安徽五河等地的砂金矿床都与岩金矿床(点)在空间分布上有明显一致性。说明成矿物质来源于原生金矿床。但有岩金矿床(点)地区未必一定有砂金矿床分布。如小秦岭金矿区有大小金矿床30余个,含金石英脉千余条,但却因地貌条件不利,未能形成砂金矿床。

(2) 砂金矿床密集区多位于含金丰度高的基底构造层出露区。这类地区地貌上多属隆起区,也是原生金矿床密集区。如湘江、资水、汨罗江、修水、昌江、信江、乐安江、新安江等水系的砂金矿床主要分布于含金丰度较高的冷家溪群、板溪群出露的江南古陆隆起区。月河砂金矿床位于秦岭加里东褶皱带牛山复背斜中部的月河断陷盆地,砂金来源于其北侧的下志留统含碳质碎屑岩(含金 $106 \times 10^{-9} \sim 585 \times 10^{-9}$)、下震旦统火山岩(含金 $80 \times 10^{-9} \sim 300 \times 10^{-9}$)和含金石英脉、破碎带。

(3) 含金岩体是砂金的重要矿源之一。大兴安岭及阿勒泰砂金矿床主要分布于华力西期花岗岩类岩石剥蚀区。目前该区虽未发现较多的岩金矿床,但实地调查表明,岩石含金较高,含金脉体和含金蚀变断裂破碎带发育广泛,剥蚀强烈,足可为砂金矿床成矿提供物源。

(4) 分散的含金硫化物石英脉也是砂金成矿的物质来源。辽东地区的砂金,主要分布在铁岭—清原和宽甸—营口老变质岩隆起区。该区广泛分布的含金硫化物石英脉普遍含金,金品位一般为 $0.001 \times 10^{-6} \sim 1.6 \times 10^{-6}$ 。这些分散的含金硫化物石英脉,构成了该区砂金成矿的主要物源。

(5) 砂金矿床的分布与准平原化、红土化(类红土化)或铁帽型金矿(化)的范围相吻

合。如江西、四川、云南、两广等红层或铁帽型金矿床发育地区多有砂金矿床的分布。

(6) 砂金物质来源可通过上源、侧源和底源补给。除少数矿床,如黑龙江乌拉嘎砂金矿床是单向补给(上源)外,多数矿床是上源和侧向等多源补给。如金盆大沟、月河、修水、昌江、乐安江等地的砂金矿床既有上源补给又有侧源补给。一般多向补给来源的砂金矿床品位较富,规模较大;单向补给的即使能形成砂金矿床,一般规模也较小。

c 新构造运动与成矿的关系

砂金矿床多分布于新构造运动具有继承性、差异性和间歇性并以缓慢的升降运动为主,且以上升幅度大于下降幅度为其特点的地区。

(1) 砂金矿床多分布于燕山运动隆起,新构造运动上升的山地与丘陵区;次为燕山运动差异性升降,新构造运动上升的山地与丘陵区;再次为燕山运动隆起,新构造运动大幅度上升的山地地区。而燕山运动以来或新构造运动以来,一直以下降占优势的平原区,就目前来看还少有砂金矿床的分布。

(2) 新构造运动频繁上升的地区,以阶地砂金矿床为主,河漫滩砂金矿床、河床砂金矿床次之;新构造运动上升缓慢或相对稳定时间较长的地区,以河漫滩砂金矿床为主,阶地砂金矿床次之。

(3) 新构造运动上升较快、幅度较大的地区,砂金矿床多分布于1~2级(对当地主谷而言)河谷中;上升缓慢和幅度较小的地区,砂金矿床多分布于3~4级河谷及其支谷中。

d 地貌条件与砂金矿床成矿的关系

中国地势西高东低,形成明显的3级阶梯。大兴安岭、太行山、巫山以东为一般海拔低于1 000 m的低山、丘陵和平原地貌景观;昆仑山、祁连山以北,横断山以东,一般海拔为1 000~3 000 m的中山、高平原地貌景观;昆仑山以南,横断山以西为海拔3 000 m以上的高山、极高山、高原及台原地貌景观。砂金矿床的分布受此地貌环境的明显控制,即:

(1) 砂金矿床多分布于海拔1 000 m以下的低山、丘陵地貌区内(占砂金富集区总数的64%),其次是多分布于海拔1 000~3 000 m的中山、高平原地貌区内(占砂金富集区总数的30%)。

(2) 平原、低地地貌区或海拔3 000 m以上的高山、极高山、高原地貌区内(山间盆地例外),就目前来看,还少有砂金矿床的分布。

(3) 地形较陡、切割较深的地貌区,砂金矿床多分布于1~2级河谷中,且以阶地砂金矿床为主,地形较缓、切割较浅的地貌区,砂金矿床多分布于3~4级河谷及其支谷中,且以河漫滩砂金矿床为主,而阶地砂金矿床次之。

(4) 不同地貌环境分布着不同成因类型的砂金矿床。如冲积型砂金矿床,皆分布于河床、河滩、河漫滩、阶地等河谷地貌单元内;滨岸型砂金矿床皆分布于海、湖的滨岸地带,前者如滨岸砂堤、滨岸阶地,后者为湖岸斜坡、湖岸浅滩等;冰碛(水)型砂金矿床分布于冰川地貌区,如冰川谷谷底、冰蚀阶(台)地。

(5) 砂金矿床多分布于不同地貌单元的过渡地带。

e 砂金矿床的空间分布

中国砂金矿床具有成群分布的特点。砂金矿床主要集中于东北、西北、西南、华南及东南地区。根据地貌特征,成矿环境和矿床类型组合,中国砂金矿床可划分为7个成矿域(陈纪明,1997)及24个砂金富集区(吕英杰等,1992),即:

(1) 兴安岭中低山区成矿域。包括大小兴安岭北部地区,地貌属具有明显准平原化的新生代隆起山地台原。区域内有额木尔河砂金富集区及呼玛河—法别拉河砂金富集区。砂金矿床的类型属于冲积型,并以河漫滩为主,如兴隆沟、韩家园子等矿床,还有罕达气等冰碛(水)型矿床,是中国主要砂金成矿区和重要砂金生产基地。

(2) 东北东部与鲁东低山丘陵砂金成矿域。区内金矿床主要分布在桦南—穆棱、靖宇—珲春、铁岭、桓仁及胶东等地区,包括嘉荫河—倭肯河、绥芬河—图们江、柳河—碧流河及泗河—黄水河等4个砂金富集区。地貌是在地台及部分褶皱带隆起带上发育起来的低山和丘陵。砂金矿床的类型主要为河漫滩型,次为阶地型及海滨型,如桦南、柳树河子、三山岛等砂金矿床。该区为具一定潜在远景的砂金成矿域。

(3) 大青山—燕辽中低山丘陵区砂金成矿域。该成矿域包括大青山、燕山及五台山地区。地貌主要为中、低山丘陵区,山间盆地及开阔河谷发育,地形切割深度一般为200 m左右。区域内有摩楞河—大黑河、滦河—大凌河及滦沱河—汾河3个砂金富集区。矿床类型主要为河床型及阶地型。如星干河、马兰峪、金盆等矿床。还有如内蒙古中后河毛淖冰碛台地砂金矿床。该区是具一定远景的砂金找矿区。

(4) 秦岭淮阳中低山区砂金成矿域。该区主要分布在陕甘川毗邻地区的秦岭、大巴山一带及汉水流域,地貌为山地中的山间盆地、河谷及阶地。包括汉水—洛河及岷江—嘉陵江两个砂金富集区。矿床类型为冲积型,次有冰碛(水)型,如白水、漳腊、肖家、月河、秦家沟等矿床。该区砂金矿找矿潜力较大,远景可观。

(5) 华东南低山与丘陵区砂金成矿域。该成矿域位于淮阳山地以南、云贵高原以东的广大低山丘陵区。区内砂金矿化普遍,尤以江南古陆及南岭一带较为集中。包括沅江—湘江、郁江—西江、赣江上游—闽江上游、昌江—富春江、元江—右江等五个砂金富集区。矿床类型属阶地型、河床型及河漫滩型。矿床规模以中、小型居多。如汨罗、水台庄湾等矿床。

(6) 青藏高原与横断山系区砂金成矿域。该区属青藏高原与横断山系地区,地势高。地貌有高山、深谷、高原宽谷、山间盆地、冰川及河谷等。砂金分布较广,主要分布在青南、藏南与川西地区,是中国重要的砂金分布区之一,潜在资源很大。包括金沙江上游—黄河上游、雅鲁藏布江下游及雅砻江—大渡河3个砂金富集区。矿床类型为冲积型及冰碛(水)型,如大场、加查、金厂沟等矿床。

(7) 西北区砂金成矿域。本区包括阿尔泰山、天山、祁连山、昆仑山北侧过渡带及山脉间大型构造盆地等单元。地貌有山间谷地、河谷、阶地及冰蚀地貌。砂金矿床集中分布在阿尔泰山、伊犁盆地、天山北麓西段和昆仑山、阿尔金山的北缘及祁连山6个地区。包括额尔齐斯河、叶尔羌河—克里雅河及党河—渭河上游3个砂金富集区。矿床类型有河床型、河漫滩型及冰碛(水)型,以冲积型为主,其中70%的砂金矿点属阶地型。矿床多属中、小型。如阿尤赛、西岔河及西湾等砂金矿床。

此外还有位于东南沿海褶皱系的南渡江—昌化江砂金富集区及位于台湾褶皱系的台湾砂金富集区。

f 砂金矿床的成矿时代

砂金在各个地质时代均可形成,但以新生代为主,本书讨论的是现代砂金矿床的成矿时代。

第三纪以来的各个时期,在中国皆有砂金矿床的形成。第三纪以来地壳每经过一次侵

蚀旋回,在其他条件具备的前提下,就可能有一期砂金矿床的形成。从第三纪各级夷平面算起到现代河床为止,在各砂金分布区内地壳的抬升—稳定—抬升,少者5~6次,多者10余次,因此,砂金矿床也就有5~6个或10余个成矿期。但在更新世以前的各成矿期所形成的砂金矿床,就目前来看,除个别地区如黑龙江、内蒙古的第三纪砂金矿床外,皆不具有重要的工业意义。

对内蒙古、黑龙江、新疆、江西、陕西等省(区)的河床、河漫滩、阶地等含金堆积物的详细研究表明,中国流水成因砂金矿床的主要成矿时期是中更新世晚期—全新世(吕英杰等,1992):

(1) 冲积型二级阶地砂金矿床的成矿时代为中更新世晚期—晚更新世中期(95000~220000a)。

(2) 冲积型一级阶地砂金矿床的成矿时代为晚更新世—全新世(1500~200000a)。

(3) 冲积型河漫滩砂金矿床的成矿时代为全新世(750~1000a)。

(4) 冲积型河床砂金矿床的成矿时代为全新世晚期。

g 砂金矿床的富集规律

砂金矿床的富集规律有:

(1) 金矿物的来源是砂金成矿的基本条件,当物质来源丰富、搬运距离短,并有多向补给时,则易形成规模较大的砂金矿床。金物质来源的渠道较多,其中最重要的是:有原生金矿床(点)和伴生或共生金矿床(点)分布区;金或含金多金属成矿带;金的高丰度地区等。关于金的搬运距离,一般认为在离源区2~10 km是砂金成矿的最有利地段。

(2) 在江河水系中,大量砂金矿床,特别是目前主要开发利用的砂金矿床多产在三、四级支流河谷中。而一级河流的砂金品位普遍较低,且金粒度细、矿化分散。二级水系中虽矿化普遍,但规模、品位等变化大,仅部分具有较大远景。五级以下的支沟细谷由于范围受到限制,故矿床规模小,但品位较高,适于地方群采。

(3) 河谷由陡变缓、由窄变宽或由宽变窄处;河流转弯处的凸岩侧;含矿支流注入主流的交汇处下方,古河床与现代河床交叉处、河湖交汇的地方;河谷与基岩层理、片理大角度相交处,且岩层软硬相间、层理、片理、裂隙发育的河谷,小瀑布下方,漩涡流形成的小潭穴等和山区囊状河谷地段,都是砂金富集的有利地段。

(4) 河床基岩风化强,层面凹凸不平,裂隙发育地带有利于砂金富集。

(5) 河道多次变迁,蛇曲发育,沙坝、沙嘴、侧翼河滩,切穿含金阶地砾石层的小河沉积物中,一般砂金都比较富集。

(6) 在垂向上,砂金主要富集在砂砾层下部,其总的变化趋势是上贫下富。在纵向上,上游近源区品位富、金粒粗、成色低;远源区则品位低、金粒细、成色高。含金砂砾层的中上部可见透镜状矿体。

(7) 砂金矿体形态与古河道的形态和宽度有关。古河道平直宽度不大的地段,矿体形态简单,反之则矿体形态复杂并常出现分支、复合现象。

(8) 含金砂砾层的厚度中等,具三元结构者有利于成矿。富金的砂砾层中,砾石的砾径中等、分选性好、排列整齐,砾石多呈扁平状,表面光洁。

(9) 褐黄色黏泥增多,巨砾石出现是冰川砂金变富的苗头。重砂矿物含量高,脉石英砾石增多,是砂金富集的一个重要标志。金粒粗,多呈粒状者工业意义较大。

(10) 较粗粒的金,一般是沉积在产砂矿的冲沟或小溪中。最粗的金粒,通常是沉积在沉积物比较粗的层位里,而较细粒的金则往往是沉积在较细砂粒级的沉积物中。

(11) 在砂砾层中,当重矿物含量增高,脉石英砾石增多时,可能有砂金的富集。与砂金伴生的重砂矿物经常是锆石、磁铁矿、石榴石、钛铁矿、黄铁矿、金红石、榍石、磷灰石、电气石、赤铁矿、独居石、褐铁矿及绿帘石等。

(12) 各种类型的砂金矿床常常复合产出,尤其是河谷型砂金矿床、阶地型砂金矿床大多相伴而生。

E 砂金矿床的成矿作用

砂金矿床的形成一般应包括含金地质体的风化、剥蚀,风化剥蚀产物在不同的搬运介质中被搬运和在有利地貌的条件下沉淀富集成矿,以及成矿后的保存和再造。

砂金矿床的形成,具有明显的机械搬运、分选和富集成矿的特点,同时也见有金在水溶液中迁移、沉淀的特征,砂金表面生长结构的发现,砂金矿体中块金的产生即是金在水溶液中迁移、沉淀的证据。因此,砂金的成矿作用,是以显微粒金的机构搬运、分选、沉积和富集成矿为主,以金在水溶液中沉淀、富集成矿为辅的长期多次的共同成矿作用的结果。

由于新构造运动的影响,当地壳以不均衡的升降运动为主,并且上升幅度大于下降幅度时,含金地质体就持续不断地受到风化剥蚀,形成含金碎屑物。含金碎屑经剥蚀作用后,部分砂金残留于原地而形成残积型砂金矿床;部分砂金沿坡下移,停积于谷坡或山麓的适当部位而形成坡积型砂金矿床;部分砂金为风力吹扬,在适宜的环境中沉积下来而形成风积型砂金矿床;部分含金碎屑为冰川(水)所搬运,并在适当部位沉积下来而形成冰碛(水)型砂金矿床;大部分含金碎屑逐渐沿坡下移至谷底,在沟谷中被流水所搬运、分选,并在不同的部位沉积下来而形成流水成因的砂金矿床;还有部分含金碎屑被流水带入海(湖)的滨岸地带,与滨岸地带的含金地质体被风化侵蚀破坏后所形成的含金碎屑一起,在岸流和拍岸浪的作用下,形成了海(湖)积型砂金矿床。

在砂金矿床的形成过程中,洪水的作用是不可低估的。突发的洪水,不单可以改造处于稳定状态的堆积物和砂金矿床,并且带来了新的矿质补给砂金矿床。对于砂金矿的进一步富集,形成新的砂金矿床是非常重要的。

砂金矿床(在河谷侵蚀旋回初期)形成后,不是一成不变的,而是随河谷的改造被改造。

当地壳再次抬升,侵蚀基准面下降时,新一轮侵蚀旋回又开始了。在新的侵蚀旋回中,不但含金地质体将再次遭到风化剥蚀而为砂金矿床提供新的矿质来源,就是已形成的砂金矿床也将被冲刷(残留在阶地上的砂金矿床例外)改造,并在新的环境中形成新的砂金矿床。

当地壳上升,侵蚀基准面下降,挖深侵蚀作用使河谷被挖深,原堆积物和砂金矿床全部或部分的被侵蚀掉,位移到更下游地段,形成新的堆积物和砂金矿床;未被侵蚀掉的部分堆积物就形成规模不一的阶地和阶地砂金矿床。这些阶地砂金矿床多是早期河滩砂金矿床经抬升、侵蚀冲刷的残留部分。

侧向侵蚀作用实际上是新河谷的展宽阶段。在河流的侧向侵蚀过程中,一方面使河床砂金矿床变成了河漫滩砂金矿床;另一方面使原河漫滩阶地及相应的砂金矿床全部或部分的被侵蚀掉,搬运到更下游的有利部位重新沉积,形成新的砂金矿床。这种侧向侵蚀作用有可能使整个时期的风化剥蚀产物——金,集中富集于谷底而形成大型河漫滩砂金矿床。

F 矿床实例:陕西月河砂金矿床(据陈纪明等,1997)

月河砂金矿床位于陕西省汉阴、安康两县境内。该矿床产于长江水系汉水中上游月河支流中,由汉阴砂金矿床及恒口砂金矿床组成,是中国目前已知最大的第四纪冲积型砂金矿床。目前国家及地方相继建成采金船近 10 艘,是中国重要砂金产区之一(见图 5-22)。

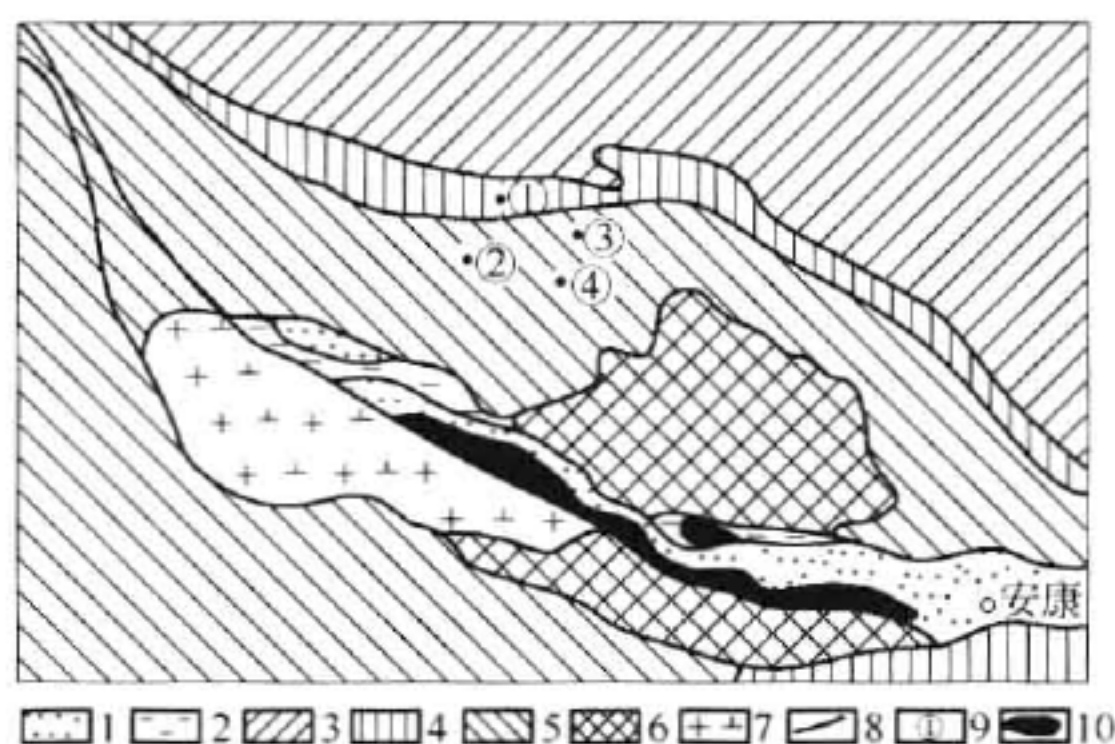


图 5-22 月河砂金矿区地质略图(据陈纪明等,1997)

1—第四系;2—第三系;3—泥盆系;4—志留系;5—寒武系—奥陶系;6—震旦系;

7—花岗闪长岩;8—断裂;9—原生金矿点及其编号;10—砂金矿体

a 矿区地质概况

月河砂金矿区位于秦岭地槽系北大巴山加里东褶皱带西部边缘,与南秦岭印支褶皱带毗邻。矿体所处的次级构造单元为牛家山复背斜中部的月河断陷盆地。

区内出露地层分基底和盖层两部分。基底由震旦系、寒武系、志留系及泥盆系组成,盖层由第三系及第四系组成。

区内构造有北西西向及北北东向两组。北西西向构造定型于加里东期、印支期,表现为基底构造层形成一系列褶皱和断裂。北北东向构造是燕山期构造运动的产物,形成一系列褶皱断裂及拱形隆起,并叠加于北西西向构造之上。陕西新生代断陷盆地的形成受控于北西西向断裂的张性复活,断陷盆地的规模又往往和北北东向拱形隆起密切相关。

区内岩浆岩有早古生代花岗闪长岩、闪长岩、辉长岩、角闪岩及中生代黑云母花岗岩、花岗斑岩。它们多呈小岩株分布于月河断裂的两侧。

本区地处秦岭巴山之间,为一狭长串珠状盆地,中部开阔平坦,整个地势特点是北缓南陡、西高东低。月河从西向东流经盆地,构成两山夹一川的地貌景观。

b 矿床地质特征

月河砂金矿床,东自长枪岭,西至观音河,北起月河 I 级阶地后缘,南到月河南,东西长 50 km,南北宽 0.5 ~ 9 km,面积约 200 km²。以铁岭关为界,西为汉阴矿床,东为恒口矿床。金矿床共有 5 个矿体,展布于月河 I 级阶地河漫滩谷底,在平面上为长条状,剖面上为近水平层状。矿体长 5700 ~ 24966 m,宽 40 ~ 1207 m。含金砂砾层结构松散,砂金矿石中砾石含量为 69% ~ 82%,且汉阴矿段砾石含量高于恒口矿段;砂含量约占 10% ~ 20%;黏土质粉砂约占 3% ~ 8%;矿石品位汉阴矿段平均 0.2756 g/m³,恒口矿段为 0.2434 g/m³。

矿石中除自然金外,重砂矿物以钛铁矿、石榴子石、磁铁矿为主,赤铁矿、褐铁矿、锐钛矿、白钛矿、金红石、榍石、白钨矿、独居石、锆石、十字石、磷灰石、电气石、辰砂、毒砂等次之,

偶见粗铂矿。

自然金为黄色—浅黄色,多数呈薄板状、薄片状,少数呈厚板状、粒状,偶见半圆状、树枝状、月牙状和八面体等。金粒表面一般凸凹不平,有的被铁染,有的与石英连生。

矿床内金的成色较高,平均为 980,但在矿床的南、北侧相对较低,平均成色分别为 959 和 927。

c. 矿床成矿条件及富集规律

(1) 砂金成矿条件。月河两侧含金较高的片岩岩系和岩体,以及其中的岩金矿化带,尤其是北部岩金矿化带规模大(长 50 km、宽 15 ~ 20 km),被月河诸支流横向切割。另外,堆积在月河两侧及其支流谷坡和 II、III、IV 级阶地上的第三系和第四系中的含金砂砾层,他们都可能直接或间接地为月河砂金矿床提供丰富的物质来源。

第三纪以来,月河断裂的继承性活动,形成了月河断陷盆地,月河断裂北盘强烈下降,为月河及其支流携带大量含金砂砾在盆地内堆积富集,为含金砂砾层的形成提供了构造条件。

上新世,气候发生较大变化,温湿多雨,山洪时常爆发,风化剥蚀作用非常强烈,使月河及其支流流量充足,携带大量含金砂砾连续堆积于盆地之中,形成分选性较差的含金砂砾层。

含金砂砾层形成以后,气候变得干燥少雨,月河及其支流的搬运能力下降,以搬运泥砂为主,堆积速度减慢,在含金砂砾层的上面堆积了粉砂质黏土、细—粗砂层。后来,盆地缓慢抬升,河流下切,使含金砂砾层产于 I 级阶地之上,从而使砂金得以保存。

(2) 砂金富集规律。不同规模的盆地与成矿具有逐级控制的规律,一级盆地即陕南石泉—安康新生代断陷盆地控制矿带。区内二级盆地,如石泉盆地、马池盆地、汉阴盆地、恒口盆地及安康盆地分别控制着相应的砂金矿床。区内三级盆地,如汉阴、涧池、蒲溪—梅子铺之间的次级盆地,依次控制了 I、II、III 号矿体。

封闭条件较好的椭圆形盆地是砂金成矿的最佳地段。区内有工业意义的砂金矿床主要受二级水系控制,并多富集于中游地段。砂金形成时期主要在第四纪全新世。砂金富集与微地貌关系密切,如关门嘴子、迎门山、蛇曲河的内侧,主支流交汇处的下方或上方的小凹槽等,都有利于金粒的沉积。矿体宽度与河谷宽度成正消长关系。

5.5 金矿床工业类型

5.5.1 概述

金矿床工业类型是指可以作为金矿产的主要来源,在国民经济中有重要工业意义的金矿床类型,是以金矿床地质特征及金的工业利用为基础,从金矿床经济价值角度所进行的矿床分类,金矿床的工业类型是金矿勘查和开发的重点。

矿床工业类型一词是 1932 年由苏联地质学家提出的。BM 克列特尔特于 1938 年提出了矿床工业类型分类方案。苏联对金矿床工业类型的划分强调以矿床成因作为主要标志,再辅以矿石中矿物共生组合,并认为岩金矿床中金的富集主要在热液阶段,因而分为以下五种类型,即高温热液金—毒砂矿床、中温热液金—多金属矿床、低温热液金—银矿床、砂金、含金古砾岩金矿床。这种分类实质上反映的是金矿床的成因类型。以后由于勘查工作的需要,20 世纪 80 年代他们又重新讨论了金矿床工业类型的划分原则,着重强调了同一工

业类型的金矿床应具有相同的地质特征,它们应属于一定的金矿建造,不同的工业类型应具有不同的建造或建造系,应有不同的采矿条件和矿石加工工艺特性,同时要考虑表生改造作用和综合利用价值。尽管如此,也没有提出确切的分类方案。B И 斯米尔诺夫(1983)把金矿床划分为五种工业类型,即矽卡岩矿床、深成热液矿床、火山热液矿床、变质矿床和砂矿床。欧美国家常用所谓“标准矿床”作为对比和划分矿床类型的基础,即对工业价值巨大的金矿床加以详细研究,在此基础上,用矿床名称加以命名,如“卡林型”、“霍姆斯塔克型”等,以表征矿床的工业价值和成因意义等内容。这种方法分出的类型所包含的信息量大,而且比较简明扼要地给出了主要金矿床的类型,但对于不熟悉这些“标准矿床”的地矿工作者来说却不易了解和掌握,另外也忽略了矿床间的差异,没有统一的划分原则,在很大程度上只反映单个矿床的成因意义。中国于20世纪50年代引入了矿床工业类型的概念。长春地质学院于1959年编写的《金属矿床工业类型讲义》及其后的修订本和原北京地质学院编写的《金属矿床》中都对金矿床工业类型进行了划分,但基本上都沿用了苏联的划分方案。20世纪80年代初,在由全国矿产委员会制定的《岩金矿地质勘探规范》(试行)中,对金矿床作了初步分类,划分为石英脉型、破碎蚀变岩型、细脉浸染型、石英-方解石脉型、砂金。这种分类在一定程度上考虑了矿体外部特征及矿石组构特征,但没有给出统一的分类原则和具体判据,所反映的矿床类型也不完全,在应用上易与其他分类相混。

1992年原地质矿产部直属单位管理局下达了“中国金矿床工业类型及其特征”的研究任务,李舒等(1999)所著《中国金矿床工业类型及其特征》一书就是在此研究任务基础上撰写而成。这里将择要介绍李舒等人在此专著中对中国金矿床工业类型的有关研究成果。

5.5.2 金矿床工业类型分类的原则及方案

金矿床工业类型必须能正确反映金矿床的地质特征,揭示不同类型矿床间的差异,并有可能把握的明显标志,同时还要能够有效地应用于金矿床的勘查与评价中。

矿床地质因素是影响工业价值的最基本因素,矿床是在当前技术经济条件下能够利用的地质体。由于国民经济发展的需求不同,加之现代科学技术的发展,新矿床类型的发现,采、选、冶技术的不断进步,导致不同时期对矿产的工业要求不同,因此工业类型的概念又有可变化性。最明显的例子如微细浸染型金矿床类型的确定就是因为这一类型矿床的发现,且规模较大,而选冶技术的进步又解决了其工业利用问题,从而使这一新的工业类型被划分出来。故金矿床工业类型的划分要在动态中进行。在具体划分金矿床工业类型时应考虑以下原则。

5.5.2.1 工业利用情况

矿床的工业意义主要在于两个方面,一是在质的方面,含矿地质体中有益组分的含量及其分布能够保证在当前的技术经济条件下加以分选和利用;二是在量的方面,即有益组分的储量可以保障在一定时期内进行工业化生产。因此纳入分类者应能满足上述两个方面要求,即应为具有工业价值的金矿床。

5.5.2.2 易于识别的矿床地质特征

矿床分类的目的是有效指导矿床勘查与评价。因而,划分类型的标准不仅要反映矿床的本质特征,而且还要易于掌握。从金矿床的研究现状及勘查与评价实践来看,金与其他许

多矿种有所不同,人们往往不是直接通过识别金矿物来确定金矿床,而是通过鉴别含金地质体的特征来寻找金矿床。含金地质体的特征就是金矿床地质特征的本质规定,也是金矿床形成的地质环境和成矿作用的综合反映。含金地质体是人们寻找、评价和开发的直接对象,是金矿床工业价值的决定性因素。因此,把含金地质体的特征作为划分金矿床工业类型的准则,可以反映不同类型金矿床的本质特征。而含金地质体的特征,首先是金矿床的表部特征,是人们最易认识和易于掌握的宏观标志。所以,以含金地质体特征作为金矿床分类基础的分类方案,可以广泛应用到不同地域的金矿床勘查与评价工作中。

5.5.2.3 简便易行

矿床分类应具有实用性。因此,作为金矿床工业类型的划分方案必须简便易行,过于繁杂则不利于实际应用。另外,随着金矿床勘查工作的不断发展,分类方案在一定原则下自身也要有所发展。在一般情况下,经过简单的野外地质工作和适当的室内测试工作之后,就能确定金矿床的工业类型归属,这样的分类方案才是可取的。如果一个金矿床经过长期研究,或在矿山开采之后乃至矿量开采殆尽还不能确定其类型归属,那么矿床的分类就失去了其实用价值。

5.5.2.4 传统的命名习惯

某些业已流行使用的矿床类型及其名称,由于比较形象,客观地反映了该类矿床的地质特征、形成环境及工业价值等,其实用性强,含义深刻,因此在分类时应尽量沿用原有类型名称,如蚀变破碎岩型、微细浸染型等。

此外,矿床的开采技术条件和矿石的加工技术性能(矿床的工业要求)也应是矿床工业分类的因素。

根据上述原则,从含金地质体入手,可将中国金矿床工业类型划分为11类。即:石英脉型金矿床、糜棱岩型金矿床、蚀变碎裂岩型金矿床、冰长石-绢云母石英脉型(含酸性硫酸盐及硅化岩型)金矿床、角砾岩型金矿床、矽卡岩型金矿床、微细浸染型金矿床、红土型金矿床、铁帽型金矿床、砂砾层型金矿床、伴生金矿床。

这一分类方案与前人不同之处主要在于优先考虑了含金地质体的特征,把矿床勘查与开发的直接对象作为分类的基础和准则,并纳入了新发现的、具有工业价值的金矿床,是一种较为简便、实用的分类方案。

5.5.3 金矿床工业类型的简要特征

中国金矿床工业类型的简要特征及产出地质环境见表5-19。

表 5-19 中国金矿床工业类型及其简要特征

矿床工业类型	简要特征	产出地质环境	矿床实例
石英脉型	含金地质体为石英脉。矿体产出主要受断裂裂隙系统控制,属典型脉状矿床。矿体与围岩界线明显。矿石类型主要为金-石英和金-石英-多金属硫化物。近矿围岩主要遭受硅化、绢云母化、黄铁矿化等蚀变	古板块边缘隆起区,古隆起边缘拗陷区、古岛弧及被动陆缘区。容矿岩石为太古宇变质岩(多为绿岩地体组成部分)、元古宇浅变质碎屑岩系、古生界浅变质火山-碎屑沉积岩系,侵位于古老变质岩系中的交代-重熔花岗质杂岩	玲珑、文峪、金厂峪、夹皮沟、沃溪

续表 5-19

矿床工业类型	简 要 特 征	产出地质环境	矿 床 实 例
糜棱岩型	含金地质体为多种成分糜棱岩,受韧性剪切带控制,呈带状展布。矿体与围岩界线过渡,形态简单,产状及矿化较为稳定。近矿围岩发育多种构造岩化及热液蚀变	古老地块及其边缘活动带。容矿岩石主要为前寒武纪变质岩	排山楼、河台、金山
蚀变碎裂岩型	金矿体为含金蚀变岩,受断裂破碎带控制,矿体与围岩界线过渡,形态、产状及矿石品位变化较小,近矿围岩蚀变发育,如硅化、绢云母化、钾(钠)化、黄铁矿化等	与石英脉型相似,但控矿构造性质不同	焦家、葫芦沟、上官、老王寨
冰长石-绢云母石英脉型	含金地质体为含有大量低温矿物组合的石英脉,受火山机构或与火山活动有关的断裂裂隙系统控制。矿体形态、产状及矿石品位变化较大。近矿围岩发育多种低温蚀变	东部地区为古陆核或中间地块中生代上叠火山盆地、板内中生代火山岩带。西部为晚古生代岛弧期后拉张裂陷盆地。容矿岩石主要为中酸性火山岩、次火山岩、火山碎屑岩	八宝山、团结沟、阿希
角砾岩型	矿体为含金角砾岩,受火山-浅成侵入构造或区域性断裂构造控制。矿体形态、产状复杂多样	火山-浅成侵入强烈活动地区或以拉张为主的断裂强烈活动区。容矿岩石多样	归来庄、祁雨沟、双王
矽卡岩型	矿体为含金矽卡岩,受接触带构造控制。矿体形态、产状极为复杂。矿石中共(伴)生组分多,近矿围岩除矽卡岩化外,发育矽卡岩的各种退化蚀变	大陆活化区内拗陷褶皱带局部隆起区。容矿岩石为碳酸盐岩与中酸性侵入岩接触带的热变质-交代岩石	鸡冠嘴、鸡笼山、马山、金口岭
微细浸染型	矿体为含金蚀变细碎屑岩、硅泥质岩石及碳酸盐岩。金及其载体矿物呈浸染状分布。金矿物极其微细,以超显微金为主	不同地质-构造单元过渡带、褶皱造山带。容矿岩石主要为古生代-三叠纪细碎屑岩、硅泥质岩及碳酸盐岩	板其、紫木沟、金牙、高龙、丘洛、东北寨
铁帽型	含金地质体为含金铁帽风化壳。矿床规模不大,但矿石易采选	原生金矿化或铜铁金属矿化集中区,干湿交替或湿热气候及有利地形——泄水环境	黄狮涝山、新桥、吴家
红土型	含金地质体为含金红土风化壳。大矿量低品位与富矿石并存,易采选	易于红土化的原生金矿化体分布区,湿热气候及有利地形和泄水条件	蛇屋山、老万场
砂砾层型	金矿体为含金砂砾层,主要为第四纪河漫滩、阶地及河床中的砂金矿	矿质来源丰富,有缓慢升降,且上升大于下降幅度的新构造运动、有径流量充足的永久性河流的地区	月河、韩家园子
伴生金	金作为伴生组分产于铜(镍、钴、钼)铅、锌、铁等金属矿床中。矿体形态及矿石的矿物成分复杂,成因类型多样。金品位一般为 $0.05 \times 10^{-6} \sim 1.0 \times 10^{-6}$	板(陆、地)块边缘、陆缘活动带及构造隆起区,受区域深断裂的控制明显。容矿岩石复杂多样,岩浆活动强烈	德兴、城门山、银山、新桥、铜绿山、多宝山、金川、德尔尼、玉龙等

5.5.3.1 石英脉型金矿床

石英脉型金矿床的含金地质体为含金石英脉,在石英脉中有时可以含有较多的其他脉石(如钾长石等)矿物。含金地质体的产出严格受断裂构造系统的控制,属典型脉状矿床。矿体与围岩界线分明。本类矿床主要产于古板块边缘古老隆起区,古陆或古隆起边缘拗陷区或拗拉谷,此外在古生代古板块边缘岛弧带或被动陆缘也有分布。与上述地质构造背景相应的容矿岩系为太古宙含金变质岩系(多为绿岩地体的组成部分),元古宙含金浅变质岩系(多为变质含碳陆源细碎屑岩,有的含有火山物质),侵位于古老变质岩中的交代—重熔花岗质杂岩,以及古生代浅变质岩系,多为蛇绿杂岩。属于本类型的金矿床有玲珑、夹皮沟、五龙、金厂峪、文峪、沃溪、哈达门沟及金厂等。

5.5.3.2 糜棱岩型金矿床

糜棱岩型金矿床的含金地质体为含金糜棱岩,受韧性剪切带控制。含金地质体呈带状展布。矿体与围岩之间呈过渡关系。矿石中含金品位相对均匀。本类矿床多产于古老地块及其边缘活动带。容矿岩石一般为前寒武纪变质岩。如辽宁排山楼、广东河台、江西金山等金矿床均属此类。

5.5.3.3 蚀变碎裂岩型金矿床

蚀变碎裂岩型金矿床的含金地质体为各种含金蚀变碎裂岩。其产出受断裂破碎带的控制。围岩蚀变发育。矿体与围岩之间无明显界线。本类金矿床常以矿体形态简单、规模宏大、品位稳定而显示出其巨大的工业价值。在成矿作用方面,本类型金矿床与某些石英脉型金矿床存在较密切的联系,它们实际上是同一地质环境中受不同性质、不同规模的构造控制所出现的不同矿化形式。在空间分布上,石英脉型在上,蚀变碎裂岩型在下,这在胶东地区最为明显,属本类型金矿床者如山东焦家、新城、三山岛,河南上宫、银洞坡,陕西葫芦沟,云南老王寨等。

5.5.3.4 冰长石—绢云母石英脉型金矿床

冰长石—绢云母石英脉型金矿床的含金地质体为含金石英脉。之所以将其从前述石英脉型中独立出来,是因为本类金矿在矿床特征、成矿条件及成矿地质环境等方面均有其独特之处。在本类矿床中,含金地质体以含有大量低温矿物组合为特征,如玉髓状石英、冰长石、胶状黄铁矿等。含金地质体的产出多受火山机构或与火山活动有关的构造裂隙系统控制;在中国东部本类金矿床主要产于古陆核或中间地块中生代火山盆地、板内中生代火山岩带,在西部主要产于晚古生代岛弧期后裂陷盆地中。其容矿岩石多为中酸性火山岩、次火山岩。属于本类型的金矿床如黑龙江团结沟、吉林刺猬沟、内蒙古奈林沟、浙江八宝山、新疆阿希、甘肃马庄山等。这里顺便提及的是,在与本类型金矿床相似条件下(与火山有关的低温浅成热液)形成的酸性硫酸盐型金矿,在中国发现有台湾金瓜石金铜矿床及福建紫金山金铜矿床,规模较大,可达大型至特大型,其地质特征及工业价值均很明显,在今后的分类中可以考虑单独划出。

5.5.3.5 角砾岩型金矿床

角砾岩型金矿床的含金地质体为含金角砾岩。含金角砾岩的形成主要有两种方式:一种是受火山机构或与之有关的构造控制,由火山—浅成侵入活动所形成;另一种是受断裂构造控制,在区域性断裂活动过程中形成的。前者如河南祁雨沟、山东归来庄等,后者如陕西

双王、二台子等。角砾岩型金矿床的产出地质环境多为中生代火山—浅成侵入活动带及区域性断裂活动强烈地区,特别是以拉张为主的活动区。容矿岩石复杂多样。

5.5.3.6 矽卡岩型金矿床

矽卡岩型金矿床的含金地质体为含金矽卡岩。矿体形态复杂,其产出受接触带构造控制,矿石成分复杂,共(伴)生组分较多,常构成金铜共生矿床。本类矿床主要分布于长江中下游地区,多产出在大陆活化拗陷区内拗陷褶皱带的局部隆起区。容矿岩石主要为碳酸盐岩与以同熔为主的中酸性侵入岩接触部位的热变质—交代岩石。属于这类金矿床的有湖北鸡冠嘴、鸡笼山,安徽马山、鸡冠石、金口岭等。

5.5.3.7 微细浸染型金矿床

微细浸染型金矿床的含金地质体为含金蚀变泥质细碎屑岩、碳酸盐岩及硅泥质岩石等。之所以称为“微细浸染”,是因为金及其载体矿物主要呈浸染状分布,金矿物极其微细,多为不可见金。本类金矿床多以低品位大矿量为特征。随着选矿技术的不断提高,其巨大的工业价值将得以逐步实现。本类金矿床主要产出于不同大地构造单元的边缘过渡带和褶皱造山带内,容矿岩石主要为古生代—三叠纪泥质细碎屑岩岩系、硅泥质岩岩系及碳酸盐岩岩系,有的含有火山物质。现已发现的金矿床主要分布在黔西南、桂西北、川西北、西秦岭及湘中地区,如贵州紫木圪、烂泥沟、戈塘;广西金牙、高龙,四川东北寨、丘洛、嘎拉,甘肃拉尔玛等。

5.5.3.8 铁帽型金矿床

铁帽型金矿床的含金地质体为含金铁帽风化壳。目前所发现的这类矿床虽然储量不大,但具有埋藏浅、易采、易选的特点,因而具有较高经济价值。本类金矿床主要产出在有含金基岩、金矿化体或有含金硫化矿床的地区。所以铁帽型金矿床的分布区往往是原生金矿化或铜、铁等金属矿化集中区。此外,干湿交替或湿热的气候及有利的地形和泄水条件,也是本类型金矿床成矿的重要因素。已知矿床主要分布于长江中下游地区,如安徽黄狮涝山、新桥、桃园,江西吴家等。

5.5.3.9 红土型金矿床

红土型金矿床的含金地质体为含金红土风化壳。其特点是埋藏浅、储量大,低品位矿石与极富矿石并存,矿石易采选。由于现代金浸出技术的不断完善,对本类型矿床矿石的含金量要求很低,因而具有很高经济价值。其形成环境为湿热气候,有易于红土化的原生含金地质体及良好的地形和泄水条件。本类型金矿床在中国并不多见,目前在长江中下游、云贵地区及湖南等地区已有发现,如湖北蛇屋山、贵州老万场、湖南龙形寨等。

5.5.3.10 砂砾层型金矿床

砂砾层型金矿床是指赋存于中—新生代各类陆相盆地及第四系堆积物中的金矿床,其含金地质体为各种含金砂砾层。其中最具工业价值者为第四纪砂金矿床。含金砂砾层一般赋存于河床、河漫滩及阶地中。成矿环境主要为矿质来源丰富,有缓慢升降,且上升幅度大于下降幅度的新构造运动,而且有径流量充足的永久性河流等。

5.5.3.11 伴生金矿床

金产在以其他金属为成矿主元素的矿床中,由于其品位低(一般为 $0.05 \times 10^{-6} \sim 1.0 \times 10^{-6}$)而不能构成独立金矿床。在当前技术条件下,只能在开采主元素矿产时,作为伴生组

分在选冶过程中综合回收。中国伴生金矿床分布广泛,其成因类型复杂,成矿条件多样,根据成矿主元素及有关矿物组合,又可进一步划分为若干亚类。如铜镍(钴)型伴生金矿床、铜钼型伴生金矿床、铅锌铜型伴生金矿床、铁铜型伴生金矿床……。尽管本类矿床中的金含量低,但由于其规模大,储量多,且可综合回收,因而具有巨大经济价值,主要矿床如江西德兴、银山、城门山,安徽新桥、冬瓜山,湖北铜绿山,湖南七宝山,黑龙江多宝山,甘肃金川,青海德尔尼,西藏玉龙等。

5.6 金矿床的时、空分布特征

5.6.1 国外金矿床的时、空分布特征

5.6.1.1 空间分布

金矿成矿受构造环境控制,因此金矿床的分布也与构造环境及构造—岩浆活动密切相关。虽然在不同的构造环境都可有金矿形成,但在不同的构造环境下所形成的矿床的类型及其规模均有明显的差异,显示出金矿床空间分布上的不均一性。

在地盾、古老地台及中间地块含金区金的储量约占 70%,而褶皱区及年轻火山岩带的金矿储量仅占 25%~30%。

地盾区是世界上绿岩带型金矿的主要产区,如西澳耶尔岗地块、南非卡尔瓦尔和津巴布韦克拉通、北美加拿大地盾、南美巴西地盾和查西那地盾、印度卡尔纳他卡地盾、俄罗斯阿尔丹地块、中国华北地台的太古宙花岗岩—绿岩带中都有绿岩带型金矿床产出。在北美加拿大地盾,太古宙岩石保存最好的地区是苏必利尔区和大奴湖区。而加拿大地盾中几乎所有大而富的金矿床都分布于这些地区,如波丘潘、赫姆洛、科尔—阿迪林、耶洛奈夫等金矿床,在西澳地盾有卡尔古利附近的戈尔登迈尔及夏洛特山金矿床,在印度地盾有科拉尔、胡蒂金矿床,巴西地盾有莫洛韦洛金矿床,南非地盾的巴伯顿及津巴布韦地盾的奎奎等金矿床。此外,古砾岩型金矿床则产在地盾的拗陷区或古地台中,如著名的南非兰德金矿床,还有津巴布韦的卡多马、加纳的塔库瓦及巴西的雅科比纳等砾岩型金矿床,这些矿床多为大型及超大型规模。

褶皱区或地台边缘活动带则主要是变质碎屑岩型金矿床的主要产出地区。如俄罗斯叶尼塞河上游地区,乌兹别克和吉尔吉斯斯坦的南天山褶皱带,东澳塔斯曼早古生代褶皱带,美国东南阿巴拉契亚褶皱带,加拿大麦克马群分布区;中国华北地台边缘活动带及元古宙裂陷槽、江南古隆起边缘,天山—兴蒙褶皱系,秦岭褶皱系,华南褶皱系及三江褶皱系等地的浅变质碎屑岩分布区。著名的金矿有乌兹别克斯坦的穆龙套、吉尔吉斯斯坦的库姆托尔、俄罗斯的宗毫巴及东澳的巴拉腊特—本迪戈等超大型金矿床。

环太平洋金矿成矿带是板块消减带和岛弧带,也是新生代褶皱带。是世界上三大巨型火山岩型金矿成矿带之一,并是规模最大的火山岩型金矿成矿带。据不完全统计,该带已发现大型以上火山岩型金矿床 69 处(吴美德,1993),其中大于 100 t 的超大型金矿床 26 处,如巴布亚新几内亚的波格拉、利海尔岛,日本菱刈,美国麦克劳林等都是超大型火山岩型金矿床。此外,该带还有美国西部内华达州、犹他州和加利福尼亚州的浅成低温热液的沉积岩型(卡林型)金矿床,已发现金矿床 40 多个,如哥尔斯特莱克、金坑、卡林等超大型矿床。

因此,环太平洋成矿带是一个很重要的浅成低温热液金矿床成矿带,既有火山岩型金矿

床,也有沉积岩型(卡林型)金矿床,且两者都有很好的找矿前景。

综合上述可以看出,国外金矿床在空间分布上具有分布不均一及受构造环境控制又在局部相对集中的特点。大部分金矿床分布于地盾、古老地台及中间地块,其中又以北美加拿大地盾、南非地盾、巴西地盾、西澳地盾及印度地盾为主要分布区。矿床类型为绿岩带型及古砾岩型。浅变质碎屑岩型金矿床主要分布在褶皱区或地台边缘活动带,其中天山褶皱带、东澳塔斯曼褶皱带、俄罗斯叶尼塞河上游、美国阿巴拉契亚褶皱区为主要分布区。环太平洋金矿成矿带则是中新生代,特别是新生代浅成低温热液的火山岩型及沉积岩型(卡林型)金矿床的主要分布,并将是一个很有远景的金矿成矿区域。

现代砂金矿床在国外也相对集中于几个地区:一是巴西亚马逊河流域,主要分布在巴拉州的塔帕若斯河及亚马孙河口南部的巴拉达山,巴西砂金储量约占全国金矿储量的70%;二是俄罗斯远东及东西伯利亚地区,有砂金矿床300多处,主要分布在马加丹、雅库特、阿穆尔河上游、鄂霍次克海滨、勒拿河及贝加尔湖等地,原苏联有60%的黄金产量来自砂金,主要就来自这些地区;三是美国阿拉斯加及内华达山脉西侧,美国黄金产量的60%来自砂金;而加拿大的砂金也产于西部靠美国阿拉斯加的青空河流域;再是菲律宾,其黄金产量的35%来自砂金;其他还有巴布亚新几内亚、非洲的扎伊尔、澳大利亚的西澳地区、新西兰及南美的哥伦比亚、秘鲁等国也有一定规模砂金矿产出。

5.6.1.2 成矿时代

(1) 金矿床可形成于所有地质时期,并能形成于各种地质构造环境及岩石类型中。从太古宙至今每一个地质时期都有金矿形成,有些金矿床(如热泉型及砂金)成矿作用一直延续至今仍在进行。

(2) 成矿时代的不均衡性。全球金矿储量的统计表明,前寒武纪地盾的金矿占70%,新生代占15%,中生代占10%,古生代仅占5%。这表明金矿成矿时代上的一老(前寒武纪)一新(中、新生代)特点非常明显(王义文,1996)。

(3) 太古宙为国外金矿床最早也是最重要的内生成矿期,其储量为内生金矿床之首,同时也为以后各类金矿床的成矿提供了丰富的物源。最古老的太古宙金矿床主要分布于北美、非洲、西澳及印度等稳定的克拉通区。矿床类型为绿岩带型金矿床,成矿与晚太古代的裂谷型绿岩带有关。部分太古宙绿岩带型金矿床被认为是与海底热水(喷流、喷气)沉积成矿作用有关。

(4) 元古宙金矿床。元古宙为地球历史上最重要的外生金矿成矿期,在南非、加纳、澳大利亚和巴西形成了世界上储量最大的兰德型金矿床(兰德砾岩型金铀矿床),其储量占世界金矿探明储量的60%左右。但在世界上其他地区,元古宙以发育浅变质碎屑岩型金矿为特征,其含金建造以含黄铁矿的含碳质碎屑岩为主。

另外美国霍姆斯塔克金矿床(储量991 t)大多认为是产于元古宙硅铁建造中的金矿床,并被认为是海底热水(喷气)沉积成因金矿床。中国东风山金矿床与之类似。

(5) 古生代金矿床。金矿成矿作用相对较弱,以发育浅变质碎屑岩型金矿床为特征。但仍有一些大型乃至超大型金矿床形成,如乌兹别克斯坦早古生代的穆龙套金矿(金储量约4000 t)及澳大利亚塔斯曼早古生代褶皱带的巴拉腊特—本迪戈金矿床(695 t)。

(6) 中、新生代为金的第二个重要内生成矿期,以发育与板块俯冲有关的浅成低温热液金矿为特征。沿环太平洋成矿带西带的内带(岛弧带)发育了较多且规模大的火山岩型金

矿床(如巴布亚新几内亚的波格拉、利海尔岛,日本菱刈及中国台湾的金瓜石等金矿)。在环太平洋成矿带东带的北美西海岸则以卡林型金矿床(沉积岩-硅质岩型)及火山岩型金矿床发育为特征。

同时新生代又是金的第二个重要的外生成矿期,以砂金矿床、红土型金矿床(如澳大利亚博丁顿、巴西巴依尔、几内亚锡吉里等金矿床)及铁帽型金矿床发育为特征。

5.6.2 中国金矿床的时、空分布特征

5.6.2.1 空间分布及金矿成矿带

A 空间分布特征

(1) 分布的集中性。金矿成矿受地质环境控制,并与一定地质时期的构造热事件有关,因此,金矿床的分布常有局部集中,成群、成带分布及边缘成矿的特征。在陆块边缘的构造活动带、稳定地块或褶皱带内部隆起边缘易于形成金矿集中区,如华北陆块南北缘、扬子陆块南缘、华南褶皱系北缘、五台隆起边缘、陈蔡隆起边缘、云开隆起边缘等地区都是金矿集中分布的区域。具体如胶东地区,其岩金储量占中国已探明岩金储量的30%,黑龙江地区则拥有中国已探明砂金储量的36%。其他如冀东、小秦岭、夹皮沟、滇黔桂毗邻区等都是金矿集中分布的地区,在这些矿化集中区常有特大型金矿床及较多大型金矿床以及一系列中小型金矿床产出,构成了金矿集中区或成矿带。

(2) 分布的不均衡性。中国金矿床分布还显示出明显的“东强西弱”和“北强南弱”的特征。以贺兰山—六盘山为界,东部地区已知金矿床(点)约占89%,探明储量约占95%左右(陈纪明等,1997),中国东部地区金矿床具有含矿岩系时代老、成矿时代新、矿化强的特点;以昆仑山—秦岭—大别山为界,其矿化强度显示出“北强南弱”的特征。

(3) 在不同大地构造单元分布的差异性。这种差异性明显与大地构造环境及构造-岩浆活动有关,特别是与裂谷作用、热水沉积作用、韧性断裂作用及燕山期岩浆作用关系密切。而这种差异又明显地表现为矿床类型的不同及矿化强度的差别上。

华北陆块:金矿成矿与区域变质、混合岩化及燕山期岩浆活动有关,或者与裂谷构造活动、热水沉积成矿作用及构造岩浆叠加改造作用有关,前者如绿岩带型金矿床,后者如浅变质碎屑岩型金矿床。这是中国金矿床的主要分布区。

扬子陆块:矿床类型以浅变质碎屑岩型及沉积岩-硅质岩型为主,矿床成因以同生沉积+构造岩浆活动改造或热水沉积成矿作用为主。

华南活动带:成矿以晚元古代—早古生代的同生沉积+构造岩浆活动(燕山期为主,部分加里东期)改造作用为主,另有燕山期火山—侵入岩浆活动的成矿作用。矿床类型主要为浅变质碎屑岩型及火山岩型,如陈蔡隆起、云开隆起、大瑶山隆起边缘及东南沿海火山岩带。

天山—兴安褶皱带:成矿与海西期及燕山期的火山—侵入岩浆活动有关。岩金主要集中于西部,砂金主要在东部,在空间上形成两个明显的成矿带。

昆仑秦岭褶皱带:成矿与裂谷作用及海西—印度期的构造岩浆活动有关。矿床类型以沉积岩-硅质岩型为主。

川滇青藏褶皱带:受印度板块及太平洋板块的联合挤压作用影响,成矿与燕山期—喜马拉雅期的构造岩浆活动(基性、中酸性、富碱性)有关。矿床类型有火山岩型、浅变质碎屑岩

型、红土型等。但总的矿化不强,已知矿床不多。

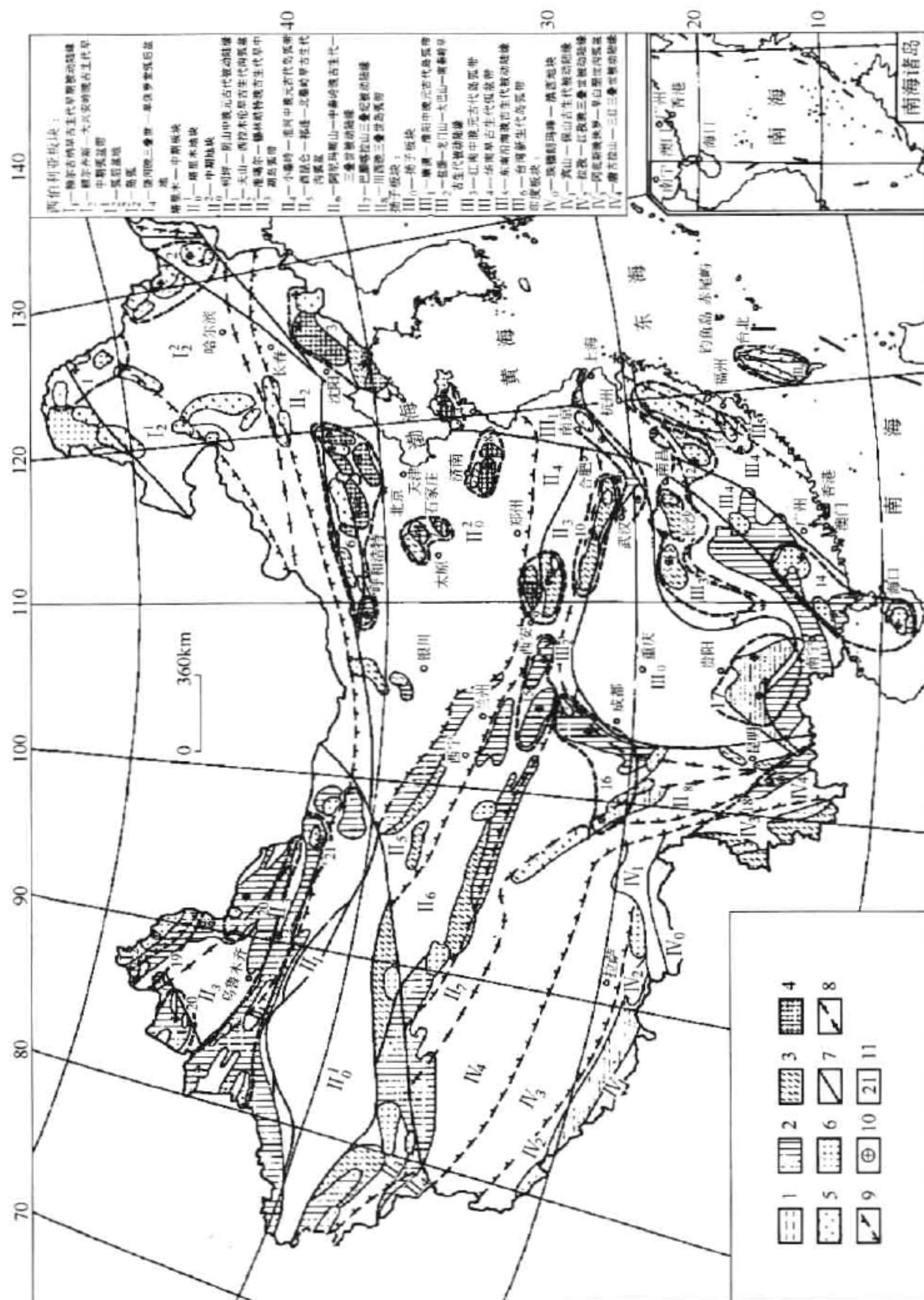
(4) 伴生金矿床与单一金矿床在空间分布的分离性。

B 中国金矿成矿带

根据地质构造环境、含金岩系的分布、构造—岩浆活动特点、已知金矿床的分布、成矿特征及金矿化强度,将中国金矿划分为 21 个成矿带(见表 5-20 和图 5-23)。每一个成矿带都是金矿化的集中分布区,它是金矿成矿的基本单元。称为成矿带并不一定是呈带状展布,有的成矿带呈近似等轴状展布,如五台—太行山、滇黔桂毗邻区、陕甘川毗邻区等成矿带,我们仍称其为成矿带。

表 5-20 中国主要金矿成矿带简表

序号	成 矿 带	矿 床 类 型	矿 床 实 例
1	呼玛—黑河	砂金、伴生金	兴隆沟、达拉罕、罕达气、金宝山
2	嘉荫—鹤岗	浅变质碎屑岩型、火山岩型、砂卡岩型、砂金	东风山、团结沟、老柞山、桦南
3	吉南—辽东	绿岩带型、浅变质碎屑岩型、火山岩型、砂卡岩型、砂金	夹皮沟、二道甸子、五龙、猫岭、南岔、刺猬沟、五凤、华铜、柳树河子
4	胶 东	绿岩带型、砂金	玲珑、焦家、大尹格庄、邓格庄、金青顶、辛安河、古现河
5	台 湾	火山岩型、砂金	金瓜石、合欢溪
6	乌拉山—燕辽	绿岩带型、浅变质碎屑岩型、火山岩型、砂金	哈达门沟、金厂沟梁、金厂峪、小营盘、白乃庙、白云鄂博北矿、奈林沟、水泉、金盆、马兰峪
7	五台山—太行山	绿岩带型、火山岩型、砂金	石湖、辛庄、义兴寨、耿庄、太那水、料堰
8	鲁西南	火山岩型、砂卡岩型、砂金	归来庄、七宝山、金场、刘杜
9	小秦岭—熊耳山	绿岩带型、火山岩型、砂金	文峪、杨寨峪、上宫、祁雨沟、高都川
10	桐柏—大别山	浅变质碎屑岩型、火山岩型	银洞坡、老湾、东溪、南关岭
11	长江中下游	砂卡岩型、铁帽型、红土型、火山岩型、伴生金	鸡笼山、鸡冠嘴、新桥、戴家冲、蛇屋山、洋鸡山、金驹山、铜井、铜绿山、城门山、冬瓜山
12	赣东北—湘西	浅变质碎屑岩型、火山岩型、沉积岩—硅质岩型、红土型、铁帽、砂金、伴生金	金山、沃溪、银峰尖、虎圩、丰顶山、蜈村、王家坊、七宝山、汨罗、庄湾、铜厂、银山
13	浙东南—闽西北	火山岩型、浅变质碎屑岩型	治岭头、紫金山、八宝山、中岙、璜山
14	粤桂琼毗邻区	浅变质碎屑岩型、火山岩型、沉积岩—硅质岩型、砂金	河台、桃花、古袍、龙水、抱板、龙头山、南乡、水台
15	中西秦岭	沉积岩—硅质岩型、砂金	八卦庙、李坝、金龙山、马鞍桥、双王、月河、六巷河
16	陕甘川毗邻区	沉积岩—硅质岩型、浅变质碎屑岩型、砂金	东北寨、丘洛、东沟坝、煎茶岭、白水、漳腊、肖家、汉江
17	滇黔桂毗邻区	沉积岩—硅质岩型、红土型	烂泥沟、紫木圪、金牙、高龙、革挡、老万场
18	三江地区	浅变质碎屑岩型、沉积岩—硅质岩型、火山岩型、红土型、砂金	老王寨、金厂、扎村、上芒岗、两河、北衙、姚安、干冲沟
19	阿尔泰山	浅变质碎屑岩型、火山岩型、沉积岩—硅质岩型、砂金	多拉纳萨依、阔尔真阔腊、萨尔布拉克、红敦、西岔河
20	东、西准噶尔	沉积岩—硅质岩型、火山岩型	齐求 I、包古图、金山沟
21	天山—北山	火山岩型、浅变质碎屑岩型、砂卡岩型、砂金	阿希、康古尔塔格、马庄山、南金山、老金厂、花牛山、天格尔



对于伴生金矿床,一般未列入金矿床类型栏中。但在有的成矿带中,伴生金是很重要的金矿类型,如长江中下游及赣东北—湘西两个成矿带中,有多个伴生金矿床已达特大型规模(如铜山、城门山、新桥及铜厂、银山等),两个成矿带中伴生金的储量已占全部伴生金储量的57%左右(丁俊华等,1996),因此,将其列入矿床类型一栏中;又如多宝山铜矿伴生金也达特大型,因此,在其所处的呼玛—黑河成矿带中也将该类型金矿列出。而其他一些成矿带虽然也有伴生金矿床产出,但规模较小,故未予列入。

5.6.2.2 金矿床成矿时代

中国金矿床成矿期大致与构造运动旋回基本一致,总体可划分为五个成矿期,即晚太古代—早元古代、元古宙、古生代、中生代及新生代。以中生代形成的金矿床比例最大,次为前寒武纪、古生代形成的金矿床相对较少,新生代以砂金矿床为主。

A 晚太古代—早元古代成矿期

这是一个在全世界都很重要的金矿成矿期。中国该期的金矿床主要沿华北陆块周边或基底隆起区边缘分布,受绿岩带控制。太古宙时大量海相基性火山活动,形成了原始含金系,经五台期、吕梁期(1900~1700 Ma)区域变质与花岗岩化作用,使金元素活化、迁移,在有利部位富集成矿。如冀东金厂峪的早期成矿,辽宁南龙王庙及排山楼等金矿床。南龙王庙金矿床产于清源太古宙绿岩带中,赋矿围岩红透山组的成岩年龄为 (2844.39 ± 47.36) Ma (Sm-Nd 等时线)。金矿床为后生成因,金矿体本身又被年龄为2409 Ma (Rb-Sr)的伟晶岩脉切穿,后者中未见矿化,因此,金矿年龄大于2400 Ma,属晚太古代(王义文,1996)。

其它如夹皮沟、红花沟、小秦岭、胶东地区金矿床等都获得了200~1700 Ma的同位素数据,少数为2400 Ma,相当于吕梁—五台期。但年龄数据也表明,这些金矿床受到后期特别是燕山期成矿作用的叠加改造。

B 元古宙成矿期

该期是中国较重要的成矿期,主要分布于华北陆块边缘凹陷区(如陆块北缘辽河—老岭—摩天岭—朝鲜裂谷海槽等)及江南古陆基底隆起区的边缘活动带中。是中国浅变质碎屑岩型金矿床的主要成矿期。矿床规模较大。矿床具明显的沉积改造特征,成矿物质来源于绿岩带和产于其中的含金地质体,或来源于与裂谷活动有关的热水沉积活动,在沉积成岩阶段形成了矿体、矿化体或矿源层,以后在构造活动或构造—岩浆活动改造下使矿源层的金再富集成矿,矿床层控特征明显。典型矿床如猫岭、银洞坡、上宫、东风山、金山、黄金洞、沃溪、东沟坝等金矿床,其中金山、猫岭、银洞坡、沃溪等金矿床均达大型。

C 古生代成矿期

该期金矿床主要产于加里东褶皱带和海西褶皱带中,前者如华南褶皱带、祁连褶皱带,后者如天山—兴安褶皱带、吉黑褶皱带及昆仑—秦岭褶皱带。含矿岩系有两广地区的水口群、八村群,西秦岭地区的太阳顶群,陕西、甘肃、湖南的泥盆系,吉林、贵州、广西、新疆等省区的石炭系、二叠系。容矿岩石为含碳细碎屑岩、泥质岩、碳酸盐岩、火山岩和中酸性岩浆岩。矿床类型有浅变质碎屑岩型金矿床,如广西桃花、古袍、龙水等,其成矿作用主要发生于加里东期,但有印支—燕山期成矿作用叠加;沉积岩—硅质岩型金矿,如西秦岭地区拉尔玛、李坝、八卦庙、双王、坪定、金龙山,贵州戈塘、大厂,新疆的萨尔布拉克等;火山岩型金矿床,主要分布于阿尔泰、准噶尔、天山、祁连山、昆仑山古生代褶皱带,如新疆阿克提什、金山沟、阿希、阔尔真阔腊、马庄山、南金山等。与海西构造岩浆活动有关的金矿区还有新疆托里、多

拉纳萨依、赛都及甘肃北山金窝子等矿床。

另外,某些绿岩带型金矿床的成矿也与海西期成矿作用有关。如华北陆块北缘中西段张宣地区的东坪、后沟、黄土梁及小营盘金矿床,其成矿或者与海西期富碱侵入岩有关,或者受到海西期成矿作用的叠加改造。此外个别矽卡岩型金矿也为海西期形成,如甘肃黑虎山金矿床。

海西期也为伴生金矿床的重要成矿期,其储量占了伴生金储量的 11% 左右,如多宝山、德尔尼、赛什塘等伴生金矿床。

D 中生代成矿期

中生代是中国最重要的金矿成矿期,主要分布于中国东部环太平洋成矿带内,次为扬子陆块西北缘及西南缘,西北地区该期成矿作用较弱。该期金矿床的成矿作用呈现以下几种情况:

(1) 与燕山期中酸性侵入岩、火山一次火山岩有关的金矿床。中国吉黑东部、燕辽、胶东和华东地区及长江中下游地区大部分金矿床,均属这个时期的产物。如山东三山岛、新城、焦家、玲珑等绿岩带型金矿床,黑龙江团结沟,吉林刺猬沟、五凤,内蒙古二道沟、奈林沟,浙江八宝山,福建紫金山等火山岩型金矿床,湖北鸡笼山、鸡冠嘴及安徽马山、金口岭等矽卡岩型金矿床,河北峪耳崖、柏杖子等岩体型金矿床。

(2) 与地下热卤水沉积改造作用或热水沉积作用有关的金矿床。中国滇黔桂地区及川西北地区部分金矿属中生代产物,如川西北地区的东北寨特大型金矿床及丘洛、桥桥上、马脑壳、盐水沟(T_3)金矿,滇黔桂地区的烂泥沟特大型金矿床及丫他、堂上、金牙、明山、高龙(T_2)金矿床,紫木垭特大型金矿床及三岔河(T_1)金矿床等沉积岩-硅质岩型金矿床。此外,西北地区还有印支期的矽卡岩型金矿床,如甘肃花牛山金矿床即为印支期产物。

(3) 早期形成的金矿床受到燕山期构造-岩浆活动的叠加改造作用。如赣东北地区金山金矿床是晚元古代形成,但叠加了燕山期的成矿作用,其蚀变矿物 Rb-Sr 年龄为 167.9 Ma,又如该地区茅排金矿产于震旦系中,但其含金石英脉的流体包裹体 Rb-Sr 年龄为 120 Ma。

(4) 中生代是中国伴生金矿床最主要的成矿时期,主要为燕山期成矿,占伴生金矿储量的 63.18%。

E 新生代成矿期

成矿作用分表生成矿作用及内生成矿作用,矿床类型较多,是砂金矿床及风化壳型矿床等外生金矿床的主要成矿期,次为火山岩型金矿床、伴生金矿床及热泉型金矿床的成矿期。除砂金外,内生成矿作用主要在西南地区及台湾省,而风化壳型金矿床以长江中下游及华南地区较发育。

(1) 与喜山期火山一次火山热液活动有关的金矿床。如台湾金瓜石金矿与第四纪更新世次火山岩英安斑岩岩筒有关,而姚安、北衙、马厂箐等与次火山岩-超浅成侵入岩有关的金矿成矿年龄多集中在 19.17~64.09 Ma。

(2) 与喜山旋回岩浆活动有关的伴生金矿床。如玉龙、多霞松多、扎那尕及馬拉松多等矿床。

(3) 该成矿期也有对早期形成金矿床的改造作用。如老王寨金矿床赋存于下石炭统老王寨组,为浅变质碎屑岩型金矿床,但同位素年龄表明,其矿区蚀变矿物铬水云母、绢云母的 Rb-Sr 年龄为 29.3~48.9 Ma,说明在喜山期有金矿成矿作用的叠加改造。

(4) 云南腾冲两河热泉金矿床,其成矿时代为第三纪末至近代。

(5) 产于第三纪底砾岩中的金矿床,如吉林珲春春化、黑龙江省穆稜小金山、内蒙古卓资大井梁等砾岩型金矿床。

(6) 新生代风化壳型金矿床,如长江中下游地区的铁帽型金矿床主要形成于第三纪中新世以后,而华南地区蛇屋山、老万场、镇圩等红土型金矿床则主要形成于第四纪更新世。

(7) 第四纪是砂金矿床的主要成矿期,其储量约占全国金总储量的 11.9%。

综合研究表明,中国金矿成矿时代有如下特征:

(1) 金矿床的形成时代除热水沉积成因者外,常晚于赋矿的岩石,其时间差有长有短,从几亿到十几亿年,小到几千万年。金矿床的形成常和某一地区最晚而剧烈的构造—岩浆活动有关。

(2) 绿岩带型金矿床主要形成于晚太古代—早元古代,浅变质碎屑岩型金矿床主要形成于晚元古宙—早古生代,沉积岩—硅质岩型金矿床主要形成于晚古生代—三叠纪。中生代是中国最主要的金矿成矿期,包括火山岩型、矽卡岩型及伴生金矿床,部分沉积岩—硅质岩型金矿床,以及燕山期构造—岩浆热事件对前古生代金矿的叠加改造作用,特别是前寒武纪金矿床的改造成矿。新生代则是中国主要的外生成矿期,包括砂金矿床及风化壳型金矿床,次有喜山期的火山岩型金矿床。

(3) 成矿时代上的一老(前寒武纪)—新(中、新生代)特点明显。中国岩金储量 40% 集中于前寒武系,44% 集中于中生代,古生代金矿较少,约占 5%,新生代以砂金为主,部分为岩金,占 10% (陈纪明等,1997)。可以看出,前寒武纪及中—新生代为中国两个成矿高峰期。

(4) 成矿时代具有显著的区域性。中国东部地区以燕山期成矿为主,北部和西北部华力西期较重要,太平洋岛弧带和西南地区以燕山期和喜山期较显著。其中如火山岩型金矿床表现很明显,西北地区者为华力西期,东部地区者为燕山期,台湾及西南地区为喜山期。

(5) 成矿作用的继承性,发育多因复成矿床为特征。产于前寒武纪地层中的金矿床常受到后期多种地质—成矿作用的叠加改造,其最终定位成矿时期多集中在海西—印支期(华北陆块北缘及西北地区)和燕山期(中国东部),且以后者为主,成矿物质来源老、成矿作用年龄新就是中国绿岩带型金矿床的重要特征。

(6) 中生代以前中国金矿带主要呈东西向展布,成矿作用北强南弱;中生代以后,金矿带多呈北东向(东部)或北西向(西南部)展布,成矿作用东强西弱。

5.7 伴生金矿床

5.7.1 伴生金矿产资源概述

共生金矿床是指矿床中金和非金组分都达到一定工业指标,能以金为主或金与主金属并重的方式回收,并有可能生产金精矿的矿床。其金的边界品位为 1×10^{-6} ,以此作为共生金和伴生金的界限。

伴生金矿床是指矿床中的金是次要组分,品位达不到工业要求,不具单独回收价值,仅在回收主产品时,作为副产品综合回收。伴生金回收品位的下限为 0.05×10^{-6} ,即伴生金的品位为 $0.05 \times 10^{-6} \sim 1.0 \times 10^{-6}$ 。为应用方便,习惯把共生金矿床和伴生金矿床称为伴(共)生金矿床,或广义地简称为伴生金矿床。

本章内容主要引自丁俊华、许文渊、吴厚泽所著《中国伴生金矿床》一书,所涉及的矿床及认识除了伴生金矿床外,还包括部分共生金矿床。

伴生金资源无论是在国外还是国内都占有很重要的地位。据有关统计资料,全世界伴生金的储量约占黄金总储量的14%左右。在国外许多重要产金国的黄金产量中,伴生金占有很大比例。如美国的伴生金产量约占全国黄金总产量的40%,澳大利亚约占59%,加拿大约占35%,前苏联约占10%,而巴布亚新几内亚的金产量几乎全部来自伴生金。在中国,已探明的伴生金储量占全国黄金总储量的20.5%(截至1999年底),这是中国黄金资源的重要特征。以具体矿床而言,中国16个最大的、金储量超过50t的矿床中,伴生金矿床就占了5个,且居第一、四、五位储量的矿床都是伴生金矿床。有色金属矿山的伴生金储量占了伴生金储量的91%,在有色金属矿床中又以铜或铜共生的金属硫化物矿床为主,产于其中的金储量约占伴生金总储量的80%以上,其余为铅、锑、硫、砷、钼等矿床。

伴生金矿床的成因类型有岩浆岩型、斑岩型、矽卡岩型、陆相火山岩型、海相火山岩型、沉积变质型、火山变质型、铁帽型及热液型。对热液型争议较多,可分别归入矽卡岩型、同生沉积型或沉积改造型,乃至变质型中考虑。以矽卡岩型和斑岩型最重要,矿床多,规模大,两者伴生金的储量占其总储量的70%以上,拥有大冶铜绿山、德兴等多处特大型矿床及一批大、中型矿床;次为岩浆岩型,以金川为代表,具特大型规模;再次为火山岩型,有银山、锡铁山、白银厂、白乃庙等大、中型矿床。沉积(火山)变质型矿床如龙王江、拉拉厂、大红山、红透山等矿床。铁帽型矿床如龙王山、七宝山、新桥、戴家冲等。

伴生金矿床的工业类型按矿种组合不同可划分为5种类型,即金铜型、金(银)铅锌型、金硫砷型、金锑汞型和金铁(铁帽)型。

在地理分布上,中国伴生金的分布相当广泛但又不平衡,在一定地区相对集中,其中最重要的是长江中下游地区,赣东北地区 and 祁连山地区。在江西、湖北、安徽、甘肃、黑龙江5省就占了伴生金储量的73.6%,加上青海、湖南、山西、云南、江苏共10省即高达91.8%。

从成矿地质环境看,中国伴生金矿床与世界其他地区一样均受三大成矿域控制。最重要的是环太平洋成矿域,它分为东带和西带,西带又分成两个亚带,即内亚带(岛弧带)和外亚带(欧亚大陆东部),中国燕山期大量斑岩型和矽卡岩型伴生金矿床分布于该带,是中国伴生金最主要集中区;其次是古亚洲成矿域,如多宝山斑岩型伴生金矿床;第三是特提斯—喜马拉雅成矿域,玉龙斑岩型伴生金分布在该区域。在成因类型方面中国以矽卡岩型为主,第二为斑岩型,第三为火山岩型。在成矿时代方面,中国伴生金集中于中生代,主要为燕山旋回。

对于伴生金的利用,新中国成立以来,每年黄金产量约有1/4来自伴生金。在矿种利用方面,中国主要利用的是铜矿床,包括铜—镍矿床及铜—铁矿床,其次是铅—锌矿床和铜—铅—锌矿床。在回收方式方面,绝大多数是通过浮选,随主金属进入多金属精矿,很少生产金精矿。

5.7.2 伴生金矿床地质特征

5.7.2.1 构造环境

伴生金矿床在区域上多位于不同大地构造单元的交接地带,或处于大地构造单元的边缘。如乌奴格吐山、多宝山及德兴等斑岩型伴生金矿床,长江中下游矽卡岩型伴生金矿床,

金川、喀拉通克、德尔尼等岩浆岩型伴生金矿床,银山、白银厂等火山岩型伴生金矿床均处于这种大地构造单元边缘或交接带。从槽—台说观点看,地台区伴生金矿床强度较褶皱带强;地台活化程度越强,其伴生金矿化强度也越强;在地台内部,伴生金矿床多分布在地台边缘活动带;在褶皱系,则以滨太平洋地区的褶皱系伴生金矿化强度较大,而褶皱系内,又以优地槽褶皱带中伴生金矿床较其它单元多。

伴生金矿床明显受深大断裂带的控制,矿床或矿带多沿深大断裂两侧分布。沿赣东北深断裂两侧有德兴斑岩型伴生金矿田及银山火山岩型伴生金矿床;沿长江大断裂带则有九江—黄石、赣东北及南京—安庆三个中国主要的伴生金成矿带,如图5-24所示。

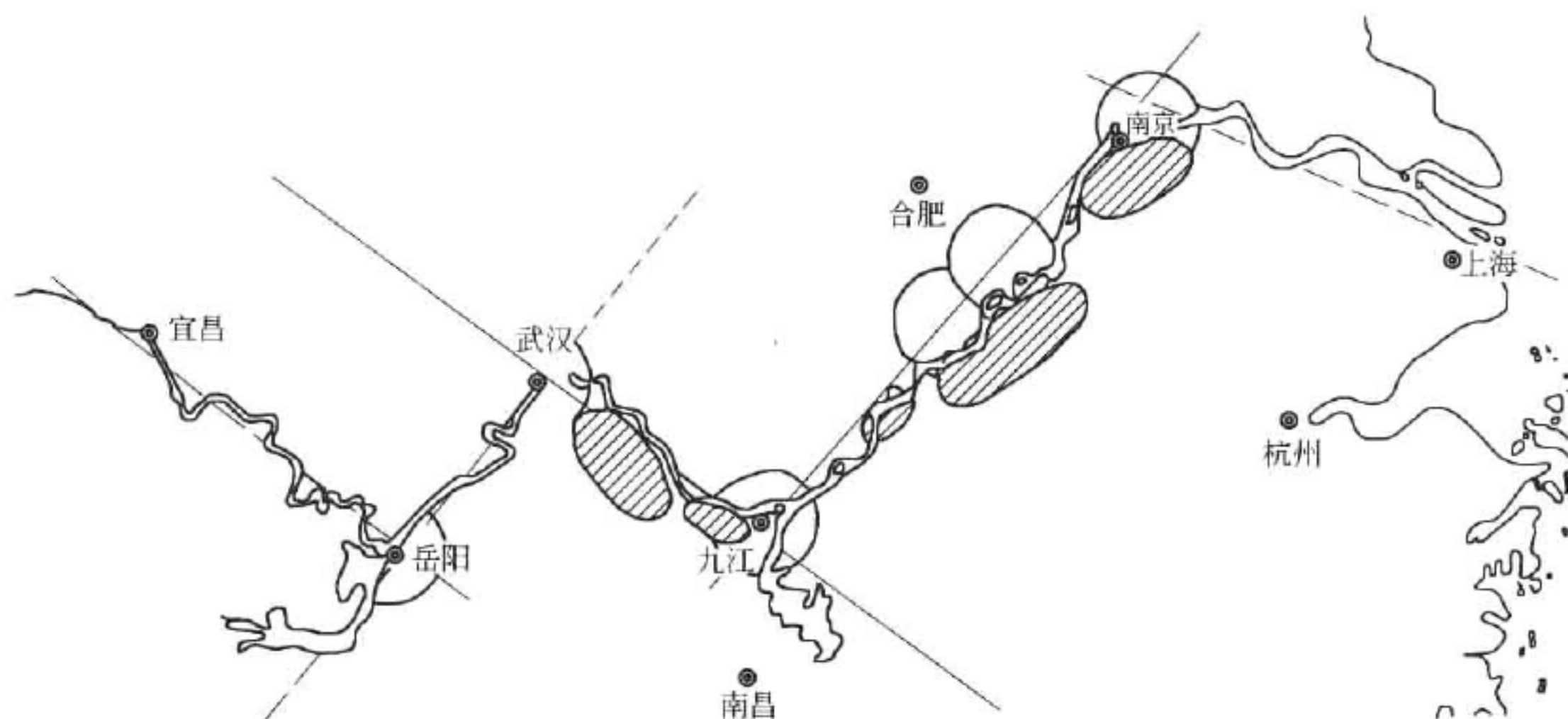


图5-24 长江大断裂与伴生金矿床成矿带关系示意图(据丁俊华等,1996)

5.7.2.2 控矿岩浆岩特征

控矿岩浆岩特征为:

(1) 与伴生金矿床有关的深熔岩体均沿深大断裂分布。

(2) 在滨太平洋成矿域,与伴生金矿床成矿有关的岩浆岩主要是板内同熔型花岗岩类;在古亚洲成矿域,与成矿有关的岩浆岩主要是幔源型基性、超基性岩类和中、基性火山岩类;在特提斯—喜马拉雅成矿域,则板内同熔型花岗岩类、幔源型基性、超基性岩类和中、基性火山岩类兼有。

(3) 成矿岩体规模不大,花岗岩类多为岩株状侵入体,甚至呈岩枝、岩舌状产出;基性、超基性岩常呈带状展布,但成矿岩体大多为小于 1 km^2 的小岩体。

(4) 成矿岩体岩石类型:矽卡岩型伴生金矿床的成矿岩体主要为二长花岗岩、石英二长闪长岩及花岗闪长岩;斑岩型伴生金矿床的成矿岩体主要为二长花岗岩与花岗闪长斑岩;火山岩型伴生金矿床的成矿作用常与英安玢岩、石英钠长斑岩等次火山岩有关;岩浆岩型伴生金矿床的成矿岩体有斜辉橄榄岩、二辉橄榄岩、单辉橄榄岩、橄榄二辉岩及二辉岩。

5.7.2.3 控矿构造

控矿构造为:

(1) 两级断裂交错部位。如大冶矿田、德兴矿田伴生矿床、大宝山矿床。

(2) 层间断裂、滑动面构造。如铜陵地区伴生金矿床及武山、龙角山伴生金矿床。

(3) 构造破碎带控矿。如白乃庙、铜绿山、玉龙、鸡笼山等伴(共)生金矿床。

(4) 背斜轴部、倒转背斜轴部、倾伏背斜控矿。如铜官山、狮子山、老鸦岭、凤凰山、仙人冲等伴生金矿床就产于背斜轴部;天鹅抱蛋山矿床则位于背斜倾伏端,水口山矿田的伴生金就位于倒转背斜轴部。

(5) 隐爆角砾岩筒及火山机构的放射状、环状断裂。如丰山洞、银山等矿床。

(6) 侵入岩与围岩接触带构造。为矽卡岩型、斑岩型伴生矿床的主要控矿构造,其中次火山岩侵入接触构造则为陆相火山岩伴生金矿床的重要控矿构造。

(7) 上述构造叠加的复合构造则为更有利的控矿构造。

(8) 对于岩浆型矿床而言,除了岩相控矿外,岩体的原生构造裂隙、岩体与围岩接触带构造、岩体内的捕虏体、接触带构造裂隙等构造也为重要的控矿构造。

5.7.2.4 矿化特征

在伴生金矿床中,由于金呈伴生金产出,因此该类金矿床的矿体形态、产状为矿床中主金属元素矿体的形态、产状决定,不同类型矿床因控矿条件的不同其矿体形态也有差异。斑岩型矿床的矿体形态有受接触带构造和角砾岩筒构造控制的钟状、环状、半环状、筒状矿体,还有受挤压破碎带、断裂裂隙构造带及片理化带构造控制的似层状、透镜状、板条状及不规则状矿体。岩浆岩型伴生金矿床的矿体多为似层状、脉状、透镜状、囊状、扁豆状及不规则状。矽卡岩型伴生金矿床的矿体形态十分复杂,变化大,总体上为似层状、透镜状、扁豆状、脉状、囊状、纺锤状、鞍状、巢状及不规则状。陆相火山岩型伴生金矿床的矿体多呈脉状、网脉状、似层状及透镜状。海相火山岩型伴生金矿床的矿体有似层状、脉状、网脉状、扁豆状、透镜状等形态。

在不同类型伴生矿床中其矿物成分也明显不同。斑岩型矿床中金属矿物组合较复杂,但主要矿物相对简单,有黄铜矿、黄铁矿、斑铜矿、辉钼矿等,次要及少微量矿物达数十种。金矿物粒度一般较细,多为显微金,少量为次显微金。

岩浆岩型矿床中的金属矿物也有数十种,以发育铜、镍矿物,铂族矿物,以及碲化物种类相对较多为特征,主要有磁黄铁矿、黄铜矿、黄铁矿、镍黄铁矿、紫硫镍铁矿。本类矿床中已发现的含金矿物有十余种,其中主要为自然金、金银矿、银金矿、碲金矿及含铂金银矿。金矿物在不同矿床中差别较大,如金川矿床的金矿物粒度较细,以显微金为主,小于 $40\text{ }\mu\text{m}$ 者占80%以上;而喀拉通克矿粒度较粗,大于 $40\text{ }\mu\text{m}$ 者占84.60%。

矽卡岩型矿床的矿物成分也较复杂,金属矿物主要有黄铜矿、黄铁矿、方铅矿、闪锌矿、斑铜矿、辉铜矿、辉钼矿、磁黄铁矿、磁铁矿、黝铜矿、毒砂、赤铁矿等,金矿物主要为自然金,另有少量金银矿、银金矿和金的碲化物。金矿物粒度大小不一,一般为 $0.001\sim 0.007\text{ mm}$,大者可达 0.5 mm 。

陆相火山岩型矿床的金属矿物主要为黄铁矿、黄铜矿、黝铜矿、砷黝铜矿、方铅矿及闪锌矿。金矿物粒度较细,多为显微金,仅少数为细粒金。

海相火山岩型矿床的金属矿物主要有黄铜矿、黄铁矿、方铅矿、闪锌矿、磁黄铁矿、黝铜矿、砷黝铜矿、斑铜矿、磁铁矿、毒砂、辉硫锑铅锌矿等。金矿物主要为自然金,次为金银矿及银金矿。金矿物的粒度较细,多为细粒金—显微金。

伴生金矿床的载金矿物主要为毒砂、黝铜矿、砷黝铜矿、斑铜矿、辉铜矿、黄铜矿、黄铁

矿、磁黄铁矿、硫砷铜矿、石英；次要的载金矿物为方铅矿、闪锌矿、辉锑矿、菱铁矿等。

矿床中的伴生有益组分除 Au 外，不同矿床类型也有差异。斑岩型矿床中还有 Ag、W、Pb、Zn、S 及 PGE；岩浆岩型矿床中则为 Co、Ag、S、Te、Cr 及 PGE；矽卡岩型矿床中有 Ag、Cd、In、Ga、Ge、Se、Te、Ti、Co、Re 等；陆相火山岩型矿床为 S、Bi、Te、Ag、W 等；海相火山岩型矿床有 Ag、Sb、Cd、Ga、In、Ge、Bi、Hg、S 等。

伴生金矿床的金与微量元素有如下组合特征：Au - Te、Au - Se、Au - Pd 组合，它们既共生又相关，其相关系数分别为 0.985、0.933、0.950；Au - Co 组合次之。根据 Au - Pd、Au - Te、Au - Se 特征组合，可以把 Pd、Te、Se 作为 Au 的标型元素；反之，亦可把 Au 作为它们的标型元素，在 Au - Cu 矿床中发现并回收 Pd、Te、Se。

5.7.2.5 围岩蚀变

不同伴生金矿床类型中的蚀变类型明显不同，其主要蚀变类型见表 5-21。

表 5-21 各类伴生金矿床蚀变类型表

伴生金矿床类型	蚀 变 类 型
岩浆岩型	蛇纹石化、绿泥石化、角闪石化、透辉石化、碳酸盐化、滑石化、黑云母化、金云母化、硅化
斑岩型	硅化、水白云母化、绢云母化、绿泥石化、碳酸盐化、高岭石化、青磐岩化
矽卡岩型	矽卡岩化、硅化、钾长石化、绿泥石化、绢云母化、黑云母化、碳酸盐化、菱铁矿化
陆相火山岩型	硅化、绢云母化、黄铁矿化、绿泥石化、锰碳酸盐化、碳酸盐化、碱性长石化、冰长石化、高岭石化、伊利石化、蔷薇辉石化、绿帘石化
海相火山岩型	硅化、绢云母化、绿泥石化、碳酸盐化、黄铁矿化、绿帘石化、碱性长石化、钠冰长石化、白云母化、重晶石化
沉积(火山)变质型	硅化、绿泥石化、碳酸盐化、伊利石化

蚀变与矿化的关系在不同矿床类型不一样，总体看，矽卡岩型、斑岩型及火山岩型矿床的围岩蚀变与矿化的关系密切，岩浆岩型及沉积(火山)变质型矿床的围岩蚀变与矿化关系较差。

5.7.3 伴生金矿床的时、空分布规律

5.7.3.1 伴生金矿床的空间分布

以大地构造环境、构造单元为基础，结合伴生金矿床的分布特征、密集程度和矿床赋存构造、地层、岩浆活动特征等因素，将中国伴生金矿床划分为 4 个成矿域、8 个成矿区、18 个成矿带(丁俊华等,1996)。18 个成矿带的伴生金储量占伴生金总储量的 92.82%，各成矿区带名称及所占储量比例见表 5-22。可以看出，滨太平洋成矿域为中国最重要的伴生金成矿地区；扬子成矿区为最重要的成矿区，次为秦岭—祁连成矿区，第三为小兴安岭—长白山成矿区；最重要的成矿带为赣东北、九江—黄石、南京—安庆 3 个成矿带，较重要的成矿带为多宝山、中条山、湘西、湘南—粤北、金川、玛沁—兴海等 6 个成矿带，其余 9 个成矿带为次要成矿带。根据新的找矿成果，还新提出了闽南—粤东、海拉尔及额尔齐斯 3 个远景成矿带，前两个远景成矿带属滨太平洋成矿域，后者属古亚洲成矿域。

表 5-22 伴生金矿床成矿域、区、带表

成矿域	成矿区	成矿带	占伴生金总储量的比例/ %		
滨太平洋成矿域	小兴安—长白山成矿区	(1) 珲春成矿带	2.96	8.40	70.33
		(2) 多宝山成矿带	5.44		
	华北成矿区	(3) 辽东成矿带	0.79	1.96	
		(4) 内蒙古(地轴)成矿带	1.17		
	扬子成矿区	(5) 南京—安庆成矿带	10.54	54.06	
		(6) 九江—黄石成矿带	17.71		
		(7) 赣东北成矿带	25.81		
	华南成矿区	(8) 湘南—粤北成矿带	4.02	5.91	
		(9) 北武夷成矿带	1.89		
古亚洲成矿域	秦岭—祁连成矿区	(10) 金川成矿带	5.47	13.01	13.01
		(11) 北祁连成矿带	2.53		
		(12) 南祁连成矿带	1.05		
		(13) 玛沁—兴海成矿带	3.96		
特提斯—喜马拉雅成矿域	三江成矿区	(14) 川西—滇北成矿带	0.22	2.71	2.71
		(15) 藏东—滇西成矿带	0.12		
		(16) 康滇(地轴)成矿带	2.37		
晋陕川黔(过渡区)成矿域	晋陕成矿区	(17) 中条山成矿带	3.24	3.24	6.77
	川黔成矿区	(18) 湘西成矿带	3.53	3.53	
合 计			92.82		

注：据丁俊华等,1996。

伴生金矿床空间分布的另一个特点是,与单一金矿床成矿带对比,两种成矿带在空间上大多是分离而不重叠,在华北地台仅有伴生金矿床的辽东成矿带与单一金矿床的吉南—辽东成矿带重叠;在扬子地台仅有湘西伴生金矿床成矿带与赣东北—湘西单一金矿床成矿带重叠;在地槽褶皱区中,仅伴生金矿床的多宝山成矿带与单一金矿床的呼玛—黑河成矿带重叠,后者还基本上是砂金矿床。另外从矿化强度上两者在同一构造单元内正好相反,如在华北地台,伴生金矿化不强,不是最重要的成矿带,仅占伴生金储量的 10.67%,而单一金矿床,华北地台的矿化强烈,是最重要的赋存区,储量占单一金总储量的 58%;又如在扬子地台,伴生金矿化强烈,最重要的成矿带均在该区,且全区伴生金的储量占伴生金总储量的近 60%,而单一金矿床在该区虽有两个成矿带,但所占储量仅占单一金总储量的 10% 左右。不同大地构造单元对伴生金矿床在空间上的控制作用前已述及。

5.7.3.2 伴生金矿床的成矿时代

A 成矿时代特点

按构造旋回来划分成矿时代,中国伴生金矿床在八大构造旋回中的分布见表 5-23。可以看出,中国伴生金矿床的成矿对时代显示出“三峰三谷、螺旋式上升”的特征(见图 5-25)。元古宙、华力西旋回(晚古生代)及燕山旋回(晚中生代)为中国三个重要的伴生金成矿时期,且由老到新增强,到燕山旋回则是最重要的伴生金成矿时期。

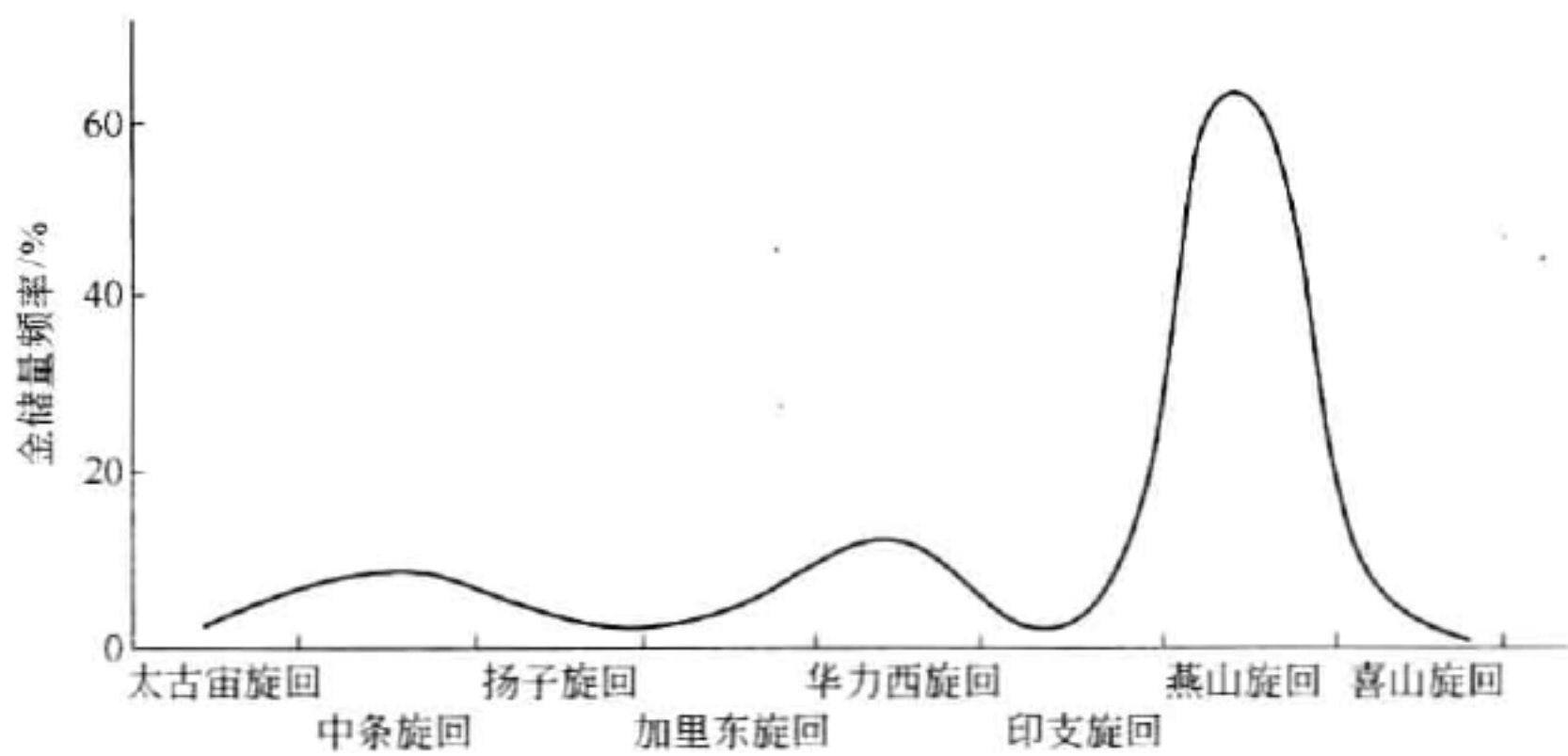


图 5-25 伴生金矿床成矿时代 - 储量曲线(据丁俊华等,1996)

表 5-23 各成矿时代中伴生金矿床储量比率

成矿期(时代)	矿床数/个	储量百分比/ %
阜平旋回(太古宙)	5	1.55
中条旋回(早元古宙)	18	8.94
扬子旋回(晚元古宙)	22	4.85
加里东旋回(早古生代)	13	5.18
华力西旋回(晚古生代)	30	11.84
印支旋回(早中生代)	8	0.51
燕山旋回(晚中生代)	193	63.18
喜山旋回(新生代)	4	3.95
合 计	293	100.00

注：据丁俊华等,1996。

B 与国外对比

(1) 与单一金矿床对比。全球性单一金矿床的主要成矿期是前寒武纪,但中国伴生金矿床成矿期主要为中生代燕山期。

(2) 与伴生金矿床对比。国外伴生金成矿时代见表 5-24。可以看出,国外伴生金矿床以元古宙及新生代最重要。中国元古宙虽为一重要成矿期,但所占储量比(13.79%)明显偏低,明显不同于国外元古宙为第一重要成矿期;另外国外新生代(喜山旋回)成矿期重要性远超过燕山期,中国则相反,且燕山期为第一重要成矿期。

表 5-24 国外各地质时代伴生金储量比

成矿时代	矿床数	矿床数比/%	储量/t	储量比/%
太古宙	4	8.70	347	9.43
元古宙	7	15.22	1575.68	42.83
早古生代	3	6.53	56.45	1.53
晚古生代	5	10.87	80.35	2.18
中生代	9	19.56	263.73	7.18
新生代	18	39.12	1355.14	36.85
合 计	46	100.00	3678.35	100.00

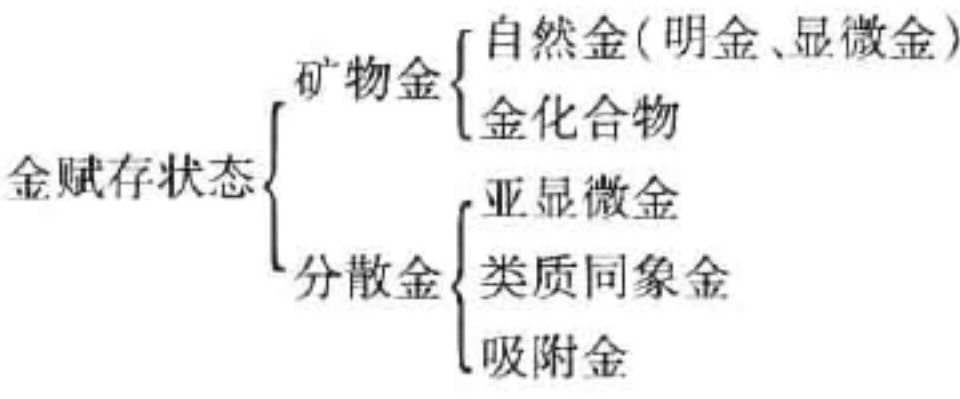
注：据丁俊华等,1996。

基于这种对比,还提供了—个信息和重要启示,即在中国古老地台隆起区和西南地区喜山期褶皱带中寻找伴生金矿床有较大潜力,尤以后者为甚。

5.7.4 伴生金的赋存状态及工艺性质

5.7.4.1 伴生金矿床金的赋存状态分类

金的赋存状态即金在矿石中的存在形式,一般分为:



矿物金在本章已有叙述。分散金的概念是:粒度小于 1 μm,均匀分布在载金矿物中而用机械选矿方法无法分离的金,都称为“分散金”。分散金又可分为亚显微金、类质同象金及吸附金三种。

亚显微金实际仍是矿物金,与显微金的差别只是粒度不同,但它们在选冶工艺性质上却有很大差异,亚显微金的工艺性质更接近于晶格金或吸附金,故将其归于分散金,亚显微金可存在于各种载体矿物中。

类质同象金是以类质同象金置换形式进入载体矿物晶格,在伴生金矿床中,类质同象金的比例很低。

吸附金胶体成因的矿物如褐铁矿、锰氧化物、玉髓、蛋白石等在生成过程中吸附了金离子(很快被还原为金原子),或在矿物的晶格间隙中的静电力的作用下吸附了金离子,这种以原子或离子的形式存在于载体矿物中的金叫吸附金。与上述两种分散金比较,吸附金有以下特点:一是细小,只一个原子或几个原子组成;二是不进入载体矿物晶格,容易析出(被淋滤);三是不稳定,往往逐渐归并增大成亚显微金,甚至显微金,总体而言,伴生金矿床中吸附金更微不足道。

5.7.4.2 伴生金矿床矿物中金和分散金的比例

总体上看,除块状硫化物矿床中分散金较高外,其它矿床中分散金的比例都不高,一般大致占 1% ~ 10% 左右。

伴生金矿床分散金从总体来说具有以下特征:

- (1) 绝大部分铜矿床、铅锌矿床、铁铜矿床中分散金极少,可忽略不计;
- (2) 绝大部分金硫矿床、黄铁矿型铜矿床中分散金比例较高,但仍以显微自然金为主,如天鹅抱蛋山矿;
- (3) 金锑砷矿(分布于湘西、桂北)是唯一以分散金为主的矿种,如龙王江矿床;
- (4) 分散金中以亚显微金为主,类质同象金次之,吸附金很少;
- (5) 以载金矿物而言,存在分散金最多、最普遍的是毒砂和黄铁矿,其他金属矿物(铜矿物、铅锌矿物、磁黄铁矿等)的分散金可忽略不计。

除少量矿床外,脉石矿物(方解石、石英等硅酸盐矿物)中分散金也可忽略不计。

5.7.4.3 伴生金矿床中金矿物的成色特征

A 不同成因类型伴生金矿物成色特征

不同类型矿床中金矿物的成色不同,以沉积—变质型矿床金成色最高(平均 931),铁帽型(874)及斑岩型(834)次之,陆相火山岩型(798)第三,矽卡岩型(平均 769)与海相火山岩型(平均 768)第四,岩浆岩型最低(717)。整个伴生金矿床金矿物的平均成色为 795,较岩金矿床(平均成色 845)要低。同时,平均成色较高的矿床其成色变化较小,反之则变化较大。

B 各矿种中金矿物成色特征

各矿种中金矿物的成色也不相同(见表 5-25)。以 Au-Sb-(W)-(As)矿系列的金矿物成色最高,平均为 947;S-Au 矿系列次之,为 905;铁(铁帽)矿系列第三,平均 874;Cu 矿系列第四;Pb-Zn 矿系列金矿物成色最低,为 708~756。相应成色的频率分布排序也与上述矿物中金的成色一样,Au-Sb-(W)-(As)矿和 S-Au 矿的成色频率最集中,成色 900~1000 者分别占 91.90% 和 78.70%;铁(铁帽)矿次之,集中于 800~1000 之间,占 80.00%;铜矿和 Pb-Zn 矿则较分散,多数和在 500~1000 之间。

表 5-25 各矿种中金矿物成色

矿 种		矿床数/个	样品数/个	平均成色	代表矿床
铜矿系列	铜矿床	26	635	794	铜绿山、德兴 金川、喀拉通克 铁山、前常
	Cu-Ni 矿床	2	41	717	
	Cu-Fe 矿床	2	57	860	
Pb-Zn 矿系列	Pb-Zn 矿床	5	36	743	银山、水口山 锡铁山 小铁山、赛什塘
	Pb-Zn-S 矿床	1	5	708	
	Pb-Zn-Cu 矿床	2	14	756	
铁(铁帽)矿床系列		2	60	874	长山头、戴家冲
S-Au 矿床		2	42	905	天鹅抱蛋山、马山
Au-Sb-(W)-(As)矿床		4	37	947	龙王江、沃溪

注:据丁俊华等,1996。

C 成矿时代对金矿物成色的影响

一般而言,内生及变质型伴生金矿床中,成矿时代越新的矿床,金矿物成色越低,如从元古宙、早古生代、晚古生代到中生代各时代伴生金矿床中金矿物的平均成色依次为 905,788,777,775。

D 成矿温度对金矿物成色的影响

一般而言,伴生金矿床中金矿物的成色随成矿温度增高而降低,成矿温度最高的岩浆岩型矿床中金矿物的成色最低,平均为 727;成矿温度居中的矽卡岩型、斑岩型、海相火山岩型、陆相火山岩型矿床中金矿物的成色亦居中,其成色平均分别为 769,834,768,798;成矿温度偏低的沉积(火山)变质型矿床中金矿物的成色最高,平均为 931;而低温表生作用形成的铁帽型矿床,其金矿物成色也较高,平均为 874。

E 不同嵌布形式对金矿物成色的影响

金矿物嵌布形式一般分为裂隙金、粒间金及包裹金 3 类。一般规律是裂隙金成色较高,粒间金次之,包裹金成色较低。这种规律性又与金矿物的晶出时间和温度有关,晶出时间

早、温度较高的包裹金成色较低;晶出时间较晚、温度较低的裂隙金、粒间金成色较高。

5.7.4.4 伴生金矿床中金矿物的粒度分布特征

伴生金矿床中金矿物的粒度分布特征为:

(1) 总体上,伴生金矿床中金矿物总体粒度分布为正态分布,众值在 $40 \sim 70 \mu\text{m}$ 。不同矿床类型中金矿物的粒度前已述及。一般而言,矽卡岩型矿床、岩浆岩型矿床、斑岩型矿床的金矿物粒度较均一,变化范围较小,频率大致成正态分布,但众值随矿床的不同而不同;火山岩型、沉积(火山)变质型及铁帽型矿床的金矿物粒度变化大,各粒级的频率分布较均匀,一般不成正态分布。

(2) 金品位较高的矿床,金矿物粒度较粗。

(3) 按矿种言,铜矿床或含铜矿床及铁帽型矿床的金矿物粒度较粗,铅锌矿床次之,硫铁矿床的粒度较细。

(4) 毒砂和黄铁矿含量较高的矿床金矿物粒度较细,如天鹅抱蛋山矿床。

(5) 脉石矿物(石英、方解石等)中金矿物粒度较金属矿物中金矿物的粒度要粗。

(6) 裂隙金、粒间金占有率较高的矿床金矿物粒度较粗。

(7) 在同一矿床中,高温阶段析出的金矿物粒度较细,低温者较粗,如铜绿山矿床、大冶铁矿床、丰山矿床等。

(8) 多次矿化叠加或成矿时间延续很长的矿床的金矿物粒度较粗。

(9) 表生作用形成的矿床金矿物粒度较粗,如铁帽型矿床中金矿物粒度一般比原生硫化物粗,可见到明金。

5.7.4.5 伴生金矿床中载金矿物的含金性

A 铜矿物的含金性

铜矿物是最重要而分布最普遍的载金矿物,其含金性由高至低顺序为:砷黝铜矿—黝铜矿—辉铜矿—斑铜矿—黄铜矿。

(1) 黄铜矿的含金性。在伴生金矿床中几乎全部黄铜矿均含金。一般而言金品位高的矿床中黄铜矿含金量高,低者含金量低,平均含金 3.90×10^{-6} 。在不同矿床类型中黄铜矿的含金量也不同,以斑岩型矿床中的黄铜矿含量最高,火山岩型、矽卡岩型次之,沉积(火山)变质型矿床较低。

(2) 斑铜矿、辉铜矿的含金性。二者的含金量超过黄铜矿,斑铜矿平均 $w(\text{Au})$ 为 13.35×10^{-6} ,辉铜矿平均 $w(\text{Au})$ 为 20×10^{-6} 。其含金量与矿床金品位成正比。

(3) 黝铜矿、砷黝铜矿的含金性。二者是含金量最高的铜矿物,一般 $w(\text{Au})$ 为 $20 \times 10^{-6} \sim 40 \times 10^{-6}$ 。它们主要产于火山岩型、沉积(火山)变质型、斑岩型矿床。而在矽卡岩型矿床中极少见。其含金性高低主要取决于矿床类型。

B 铁硫砷矿物的含金性

该类矿物也是重要的载金矿物,其含金性由高至低顺序为:毒砂—黄铁矿—胶黄铁矿—磁黄铁矿—白铁矿。

(1) 毒砂的含金性。毒砂是伴生金矿床中含金最高的矿物,平均 $w(\text{Au})$ 为 90.51×10^{-6} 。按矿床类型而言,沉积变质型的 $\text{Au}-\text{Sb}-\text{W}$ 和 $\text{Au}-\text{Sb}-\text{As}$ 矿床中毒砂含金最高,矽卡岩及斑岩型矿床次之,沉积改造型较低。总体看,矿床类型对毒砂含金性起主要作用,矿床中金品位因素是次要的。

(2) 黄铁矿的含金性。在伴生金矿床中黄铁矿是分布最普遍的矿物,也是含金较高的矿物,但含金量变化很大,平均 $w(\text{Au})$ 为 13.41×10^{-6} 。一般金品位高的矿床的黄铁矿含金高,反之亦然。按矿床类型则以沉积变质型者含金最高,矽卡岩型和海相火山岩型者含金性高低变化大,而岩浆岩型、斑岩型、火山变质型的黄铁矿含金一般不高。

(3) 磁黄铁矿、白铁矿和胶黄铁矿的含金性。三者的含金量普遍较低。磁黄铁矿平均 $w(\text{Au})$ 为 0.63×10^{-6} 。

C 方铅矿和闪锌矿的含金性

方铅矿的含金性差别较大, $w(\text{Au})$ 平均为 7.19×10^{-6} 。其含金性高低主要取决于矿床金品位和矿床类型。而且含金高的方铅矿不存在于单一铅锌矿床中,而分布于铜矿床(如铜厂)、金锑矿床(如龙山)和铜铅锑矿床(如小铁山)中。

闪锌矿的含金性。其含金较方铅矿低, $w(\text{Au})$ 平均为 6.08×10^{-6} 。其含金性高低主要取决于矿床金品位。同样,铜和含铜矿床中闪锌矿含金较高,单一的铅锌矿床含金较低。

D 其他硫化物的含金性

镍黄铁矿($w(\text{Au})$ 平均为 0.13×10^{-6})、辉钼矿($w(\text{Au})$ 平均为 0.9×10^{-6})及辉铋矿($w(\text{Au})$ 平均为 0.97×10^{-6})含金均不高。辉锑矿在 $\text{Au}-\text{Sb}-\text{As}$ 和 $\text{Au}-\text{Sb}-\text{W}$ 矿床中含金较高, $w(\text{Au})$ 平均为 32.49×10^{-6} ,但锡矿山矿床的辉锑矿不含金。

E 其他矿物的含金性

磁铁矿($w(\text{Au})$ 平均为 0.145×10^{-6})、赤铁矿($w(\text{Au})$ 平均为 0.23×10^{-6})及孔雀石($w(\text{Au})$ 平均为 0.06×10^{-6})含金均不高;菱铁矿含金量变化大, $w(\text{Au})$ 平均为 1.12×10^{-6} ;褐铁矿的含金性较复杂, $w(\text{Au})$ 平均为 1.40×10^{-6} ,其含金性高低与结晶程度成反比,土状者 $w(\text{Au})$ 平均为 2.15×10^{-6} ;蜂窝状者为 0.63×10^{-6} ,块状者为 0.16×10^{-6} ;而结晶程度最好的针铁矿 $w(\text{Au})$ 为 0.093×10^{-6} ;在伴生金矿床中的白钨矿 $w(\text{Au})$ 平均为 5.06×10^{-6} ,而在其他类型矿床中的白钨矿不含金。

无论何种类型矿床,脉石矿物总体含金性较低,起伏不大, $w(\text{Au})$ 平均为 0.057×10^{-6} 。

5.7.4.6 伴生金矿床中金矿物的嵌布特征

在伴生金矿床中,金矿物的嵌布状态有如下一些特征:

- (1) 金品位高,裂隙金多。
- (2) 矿化期次复杂,裂隙金多。
- (3) 中低温矿化为主的裂隙金多。

(4) 以金的载体矿物而言,毒砂中一般无裂隙金和粒间金,少见包裹金,主要是分散金;黄铁矿中多数为分散金和包裹金,粒间金较少,裂隙金更少;磁黄铁矿除包裹金和粒间金外,大量出现裂隙金;黄铜矿中包裹金很少,以粒间金、裂隙金为主;斑铜矿中以裂隙金为主,粒间金次之,包裹金很少;方铅矿、闪锌矿中主要是粒间金、包裹金,不见裂隙金;褐铁矿中主要是裂隙金、粒间金;磁铁矿中主要是裂隙金;石英、方解石中几乎全是粒间金。

(5) 三类嵌布形式金矿物的粒度特点是:一般是裂隙金粒度粗,粒间金次之,包裹金最细。在包裹金中分布频率最高者是 $1 \sim 10 \mu\text{m}$,粒间金分布频率最高者是 $10 \sim 20 \mu\text{m}$,少数为 $1 \sim 10 \mu\text{m}$ 或 $20 \sim 40 \mu\text{m}$,裂隙金分布频率最高者变化大, $10 \sim 70 \mu\text{m}$ 均有分布,总体较前两者为粗。

5.7.4.7 伴生金矿床中金的配分

金的配分也称“金的分配”或“金的平衡配分”。意即金在矿石各组分(矿物)中的分配率。金的配分测定步骤:(1)测定矿石中各矿物的百分含量;(2)测定矿石中各单矿物的平均含金量,然后通过简单计算即可求得矿石各组分金的配分率和平衡系数。后者的意义是通过配分计算的矿石金品位和矿石实际金品位之比,用以检验配分的准确程度。矿石中金的配分结果可用以计算金的理想回收率。

各矿床类型的金配分特征如下:

(1) 岩浆岩型矿床中金主要配分于硫化物中,但黄铜矿、黄铁矿、磁黄铁矿、镍黄铁矿的配分却相差甚大,随矿床不同而不同。

(2) 矽卡岩型矿床中金的配分相当复杂,一是高硫矿床,特点是黄铁矿中金配分率相当高,有的甚至超过黄铜矿中金配分率,如丰山矿床、九华山矿床;二是低硫矿床,特点是黄铜矿、斑铜矿中金配分率最高,如铜绿山原生矿床、狮子山矿床;对铅锌矿床而言,金配分率最高者为黄铁矿,次为方铅矿、闪锌矿;对硫铁矿床而言,磁黄铁矿、黄铁矿中金配分率最高,若存在毒砂(天鹅抱蛋山矿床),则亦有较高的配分率;在脉石矿物中金配分率较低,其矽卡岩矿物含金很低。

(3) 斑岩型矿床中金的配分相当复杂,一般黄铜矿中金配分率大于黄铁矿,另外,与其他类型相比,黄铁矿和脉石中金配分率较高。

(4) 火山岩型矿床中金的配分率可分两类,即铜矿床和铅锌矿床。两者的共同特点是黄铁矿中金配分率很高,这对于生产硫精矿的矿山来说,是金回收率不高的重要原因。对铅锌矿床来说,另一特点是方铅矿的配分率变化很大,高者如小铁山矿为 57.40%,低者如锡铁山为 4.85%,而闪锌矿的金配分率一般较低。如小铁山为 0.81%,锡铁山为 5.58%,银山为 17.54%。

(5) 沉积(火山)变质型矿床金的配分差别较大。火山变质型主要是铜矿床,金配分率以黄铜矿最高,黄铁矿次之;沉积变质型中的 Au-Sb-W 矿床主要配分于石英、辉锑矿中;而在 Au-Sb-As 矿床中,金主要配分于毒砂中。

5.8 工业要求

5.8.1 岩金矿床工业要求

工业指标是评价矿床的工业利用价值、计算(估算)矿产资源储量的标准和依据。岩金矿床主要工业指标见表 5-26、表 5-27 和表 5-28。

表 5-26 岩金矿工业指标参考表

项 目	指 标
边界品位(质量分数)	$1 \times 10^{-6} \sim 2 \times 10^{-6}$,堆浸氧化矿石为 $0.5 \times 10^{-6} \sim 1 \times 10^{-6}$
最低工业品位(质量分数)	$2.5 \times 10^{-6} \sim 4.5 \times 10^{-6}$
矿床平均品位(质量分数)	$4.5 \times 10^{-6} \sim 5.5 \times 10^{-6}$
最小可采厚度	0.8~1.5 m,陡倾斜者为下限,缓倾斜至水平者为上限
夹石剔除厚度	2~4 m,地下开采者为下限,露天开采者为上限
无矿级剔除标准	对应工程 10~15 m 不对应工程 20~30 m

表 5-27 岩金矿床共生(铜、铅、锌)矿产工业指标一般要求表

项 目	硫化矿石			氧化矿石		
	Cu	Pb	Zn	Cu	Pb	Zn
边界品位/%	0.2~0.3	0.3~0.5	0.5~1	0.5	0.5~1	1.5~2
最低工业品位/%	0.4~0.5	0.7~1	1~2	0.7	1.5~2	3~6
矿床平均品位/%	0.7~1	6	6		10~12	10~12
最小可采厚度/m	1~2	1~2	1~2	1	1~2	1~2
夹石剔除厚度/m	2~4	2~4	2~4	2	2~4	2~4

表 5-28 岩金矿伴生组分评价参考表

元 素	Cu	Pb	Zn	WO ₃	Sb	Mo
质量分数/%	0.1	0.2	0.4	0.05	0.4	0.01
元 素	As	C	S	Co	Ag	
质量分数/%	0.2		2	0.01	2×10 ⁻⁶	

5.8.2 砂金矿床工业要求

砂金矿床工业指标是评价砂金矿床的工业利用价值和计算(估算)砂金矿资源储量的标准和依据。主要工业指标见表 5-29。

表 5-29 砂金矿床一般工业指标参考表

项 目	露天 开 采						地下开采
	全面 开 采					分别开采	
	采 金 船 开 采				水枪 开采		
	南 方		北方(含高寒地区)				
采掘船容积/L	50 ~ 100	150 ~ 300	50 ~ 100	150 ~ 300			
混合砂边界品位/g · m ⁻³	0.05 ~ 0.07	0.04 ~ 0.06	0.06 ~ 0.08	0.05 ~ 0.07	0.1	0.3 ~ 0.5	
混合砂块段最低工业品位/g · m ⁻³	0.16 ~ 0.18	0.14 ~ 0.16	0.18 ~ 0.20	0.16 ~ 0.18	0.3	0.6 ~ 1.0	
最小可采厚度/m	30 ~ 35	40 ~ 60	30 ~ 35	40 ~ 60	20		
无矿地段(夹石)剔除宽度/m	30 ~ 35	40 ~ 60	30 ~ 35	40 ~ 60			
矿体最低可采矿砂量/m ³	(1.5 ~ 4.5) × 10 ⁶	(9 ~ 20) × 10 ⁶	(1 ~ 3) × 10 ⁶	(6 ~ 14) × 10 ⁶			
砂矿层边界品位/g · m ⁻³							1
砂矿层块段最低工业品位/g · m ⁻³							3
砂矿层采幅/m							1.3 ~ 1.5

5.9 金矿地质勘查

5.9.1 岩金矿床地质勘查

5.9.1.1 地质勘查的目的任务

岩金矿床地质勘查的目的是为矿山建设设计提供金矿资源储量和开采技术条件等必需的地质资料,以减少开发风险和获得最大的经济效益。目前,中国一般将岩金矿床地质勘查分为四个阶段。

A 预查阶段

依据区域地质和(或)遥感、物探、化探异常研究结果,进行初步野外观测和(或)物探、

化探工作,以极少量工程揭露和验证。通过对比地质特征相似的已知矿床,提出可供普查的矿化潜力较大地区。有足够依据时可估算出预测的资源量。提交预查地质报告。

B 普查阶段

对可供普查的矿化潜力较大地区、物探和化探异常区,采用地质填图、数量有限的取样工程及物探、化探工作,大致查明普查区内地质、构造概况;大致掌握矿体(层)的形态、产状、质量特征;大致了解矿床开采技术条件;进行金矿加工选冶性能类比研究,对有详查价值地段圈定出详查区范围。提交普查地质报告。

C 详查阶段

对普查圈出的详查区通过大比例尺地质填图及各种勘查方法和手段进行比普查阶段工程密度更大的系统揭露和取样工作。基本查明地质、构造,主要矿体形态、产状、大小和矿石质量;基本确定矿体的连续性;基本查明矿床开采技术条件,对矿石的加工选冶性能进行类比或实验室流程试验研究,进行预可行性研究,做出是否具有工业价值的评价。提交详查地质报告,圈出勘探区范围。作为勘探工作、矿山总体规划、矿山项目建议书和直接开采利用的中、小型矿山设计的依据。

D 勘探阶段

对已知具有工业价值的矿床或经详查圈出的勘探区,通过加密各种采样工程(其间距足以肯定矿体(层)的连续性),详细查明矿体的形态、产状、大小、空间位置和矿石质量特征。详细查明矿床开采技术条件,对矿石的加工选冶性能进行实验室流程试验或实验室扩大连续试验。进行可行性研究,提交勘探地质报告,为矿山设计提供依据。

在以上四个勘查阶段中,关于研究程度,包括:地质研究、矿石质量研究、矿石加工选冶技术条件研究、矿床开采技术条件研究、综合勘查与综合评价等的要求,均与银矿的研究内容大致相同,可参照执行。

5.9.1.2 勘查类型的确定

确定岩金矿床勘查类型和勘查工程间距时,主要根据矿体的规模、形态变化程度、厚度稳定程度、矿体受构造和脉岩影响程度和主要有用组分分布均匀程度等因素划分。岩金矿床勘查类型有关参数见表5-30~表5-36。

表 5-30 固体矿产资源/储量分类表

经济意义	地质可靠程度			
	查明矿产资源			潜在矿产资源
	探明的	控制的	推断的	预测的
经济的	可采储量(111)			
	基础储量(111b)			
	预可采储量(121)	预可采储量(122)		
	基础储量(121b)	基础储量(122b)		
边际经济的	基础储量(2M11)			
	基础储量(2M21)			
次边际经济的	资源量(2S11)			
	资源量(2S21)			
内蕴经济的	资源量(331)	资源量(332)	资源量(333)	资源量(334)

注:表中所用编码(111~334),第1位数表示经济意义,即1=经济的,2M=边际经济的,2S=次边际经济的,3=内蕴经济的,?=经济意义未定的;第2位数表示可行性评价阶段,即1=可行性研究,2=预可行性研究,3=概略研究;第3位数表示地质可靠程度,即1=探明的,2=控制的,3=推断的,4=预测的,b=未扣除设计、采矿损失的可采储量。

表 5-31 岩金矿床规模划分标准表

矿床规模	探求的资源储量/kg
大 型	>20000
中 型	5000 ~ 20000
小 型	<5000

表 5-32 岩金矿体规模表

规模等级	矿体走向长度/m	矿体深度(或宽度)/m
大 型	>500	>500
中 型	200 ~ 500	200 ~ 500
小 型	<200	<200

表 5-33 岩金矿体形态变化程度表

矿体形态复杂程度	矿体形态变化特征
简 单	层状—似层状、板状—似板状、大脉体、大透镜体、形态规则或较规则,矿体连续,产状变化简单
中 等	不规则大透镜体或大脉状体、矿柱、矿囊,矿体基本连续,有分支复合,产状变化中等
复 杂	不规则的透镜体及小透镜体、脉状体及小脉状体、小矿柱、小矿囊、矿体呈间断性状态,产状变化复杂

表 5-34 岩金矿体厚度稳定程度表

厚度稳定程度	矿体厚度变化系数/%
稳 定	<80
较稳定	80 ~ 130
不稳定	>130

表 5-35 岩金矿体构造、脉岩影响程度表

影 响 程 度	表 现 特 点
小	矿体基本无断层错动或脉岩穿插,构造对矿体影响小或无
中 等	矿体被断层错动或被脉岩穿插,构造、脉岩对矿体形态有较明显影响,但破坏不大
大	矿体被断层错断,脉岩穿插较多或甚多,错断距离较大,严重影响矿体形态,破坏大

表 5-36 岩金矿床有用组分分布均匀程度表

分布均匀程度	矿体金品位变化系数/%
均 匀	<100
较均匀	100 ~ 160
不均匀	>160

根据上述矿床(矿体)规模、矿体形态变化程度、矿体厚度稳定程度、地质构造和脉岩影响及主要有用组分分布均匀程度等 5 种因素以及中国岩金矿床地质勘查实践,一般将中国岩金矿床划分为三个勘查类型。

第Ⅰ勘查类型(简单型):矿体规模大,形态简单,厚度稳定,构造、脉岩影响程度小,主要有用组分分布均匀的层状—似层状、板状—似板状的大脉体、大透镜体、大矿柱形态的矿体。属于该类型的金矿床有山东焦家金矿床 1 号矿体,山东新城金矿床等。

第Ⅱ勘查类型(中等型):矿体规模中等,产状变化中等,厚度较稳定,构造、脉岩影响程

度中等,破坏不大,主要有用组分分布较均匀的脉体、透镜体、矿柱、矿囊等形态的矿体。属于该类型的矿床有河北金厂峪金矿床Ⅱ-5号脉体群、河南文峪金矿床等。

第Ⅲ勘查类型(复杂型):矿体规模小,形态复杂,厚度不稳定,构造、脉岩影响大,主要有用组分分布不均匀的脉状体、小脉状体、小矿柱、小矿囊形态的矿体。属于该类型的矿床有河北金厂峪金矿床Ⅱ-2号脉、山东九曲金矿床4号脉,广西古袍金矿床志隆1号脉等。

5.9.1.3 勘查工程间距的确定

工程间距通常采用同类矿床类比的方法确定(见表5-37)。

表 5-37 岩金矿床不同勘查类型工程间距参考表

勘 查 类 型	勘 查 工 程 间 距			
	坑 探		钻 探	
	段高/个	穿脉/m	走向/m	倾斜/m
I	(二)	40 ~ 80	80 ~ 160	80 ~ 160
Ⅱ	(一) ~ (二)	20 ~ 40	40 ~ 80	40 ~ 80
Ⅲ			20 ~ 40	20 ~ 40

勘查工程的布置,一般以几何形态的网格来控制矿体,以便根据工程密度计算(估算)不同类别的矿产资源储量。

勘查方法和手段的选择,应根据矿床类型和地形条件而定,一般情况下,地表勘查应以槽探、井探为主,浅钻工程为辅,配合有效的物探、化探方法,深部勘查应以岩心钻探为主;当地形有利或矿体形态复杂-极复杂、物质组分变化大时,应以坑探为主配合钻探。对管条状和形态极复杂的矿体应以坑探为主。坑探应以脉内沿脉为主,并以穿脉揭穿矿体全厚。

5.9.2 砂金矿床地质勘查

5.9.2.1 地质勘查的目的任务

砂金矿床地质勘查的最终目的是为正确评价砂金矿床,为矿山建设设计提供矿产资源/储量和必需的地质资料。一般砂金矿的地质勘查也分为预查、普查、详查和勘探四个阶段。

A 预查阶段

预查阶段是通过对区内资料的综合研究、类比及初步野外观测、极少量的工程验证,初步了解预查区内矿产资源远景,提出可供普查的矿化潜力较大地区,并为发展地区经济提供参考资料。

B 普查阶段

普查阶段是通过对矿化潜力较大地区开展地质、物探、化探工作和取样工程,以及可行性评价的概略研究,对已知矿化区做出初步评价,对有详查价值地段圈出详查范围,为发展地区经济提供基础资料。

C 详查阶段

详查阶段是对详查区采用各种勘查方法和手段,进行系统的工作和取样,并通过预可行性研究,做出是否具有工业价值的评价,圈出勘探区范围,为勘探提供依据,并为制订砂金矿开发规划、项目建设书提供资料。

D 勘探阶段

勘探阶段是对已知具有工业价值的矿区或经详查圈出的勘探区,应用各种勘查手段和有效方法,加密采样工程,以及查明矿床开采条件,进行可行性研究,为矿山建设在确定矿山生产规模、产品方案、开拓方案、开采方式、矿石加工选冶工艺、矿山总体布置等方面提供依据。

以上 4 个勘查阶段中,关于研究程度,包括:地质研究、砂矿质量研究、砂矿加工选矿技术条件研究、砂矿开采技术条件研究、综合勘查与综合评价等。

5.9.2.2 勘查类型的确定

划分砂金矿床的勘查类型是以主矿体为主,按地质特征划分。砂金矿床勘查类型主要以主矿体规模大小、形态复杂程度为主,综合矿体宽度的稳定程度和有用组分分布的均匀程度等地质因素而定。砂金矿床勘查类型有关数据参考表 5-38 ~ 表 5-41。

表 5-38 砂金矿体规模表

规 模	长度/m	平均宽度/m
大	> 10000	≥200
中	10000 ~ 3000	200 ~ 40
小	< 3000	> 20

表 5-39 砂金矿体形态复杂程度表

类 别	复 杂 程 度
简 单	形态较规则,底板平坦且坡度小,少分支复合的层状矿体
较简单	形态较规则—不规则,分支复合较多,底板不平坦的似层状矿体
复 杂	形态不规则—很不规则,分支复合多,底板极不平坦或以岩溶为基底的矿体

表 5-40 砂金矿体宽度稳定程度表

稳 定 程 度	宽度变化系数/%
较稳定	< 50
稳 定	50 ~ 80
很不稳定	> 80

表 5-41 砂金矿有用组分分布均匀程度表

分布均匀程度	有用组分(金)品位变化系数/%
较均匀	< 100
不均匀	100 ~ 150
很不均匀	> 150

根据上述四种因素和中国砂金矿床地质勘查实践,一般将中国砂金矿床划分为三个勘查类型:

(1) 第 I 勘查类型(简单型)。主要矿体延展规模大,宽度较稳定,形态简单—较简单,有用组分分布较均匀,如底板坡度较平坦的冲积河漫滩砂金矿床或规模大的支谷砂金矿床。

(2) 第Ⅱ勘查类型(中等型)。主要矿体延展规模大—中等,宽度不稳定—很不稳定,形态较简单—复杂,有用组分分布不均匀—很不均匀,如底板不平坦的冲积河漫滩砂金矿床、支谷砂金矿床或阶地砂金矿床。

(3) 第Ⅲ勘查类型(复杂型)。主要矿体延展规模中等—小,形态复杂,宽度很不稳定,有用组分分布很不均匀,底板极不平坦,属于此类型的多为规模小的支谷砂金矿床,残积、坡积砂金矿床和以岩溶为基底的砂金矿床,以及人工堆积的砂金矿床。

5.9.2.3 勘查工程间距的确定

勘查工程的布置,一般以几何形态的网格来控制矿体,要根据所确定的勘查类型,选择合理的勘查工程间距布置勘查工程,应垂直矿体延长方向或物质来源方向布置勘查线。以便根据工程密度计算(估算)不同类型的矿产资源储量。勘查方法和手段一般是进行地表调查和钻探勘查,并在有代表性地段施工浅井,用以验证钻孔取样的品位和采集技术样及调查深部巨砾。见表 5-42 和表 5-43。

表 5-42 砂金矿床勘查工程间距参考表

勘 查 类 型	勘查工程间距/m				
	探明的		控制的		推断的
	线 距	工程间距	线 距	工程间距	
I			400 ~ 800	20 ~ 40	
Ⅱ			200 ~ 400	20 ~ 40	
Ⅲ			100	10 ~ 20	

表 5-43 残坡积砂金矿床勘查工程间距参考表

勘 查 类 型	勘查工程间距/m				
	探明的		控制的		推断的
	长 轴	短 轴	长 轴	短 轴	
I			200	100	
Ⅱ			100	100	
Ⅲ			50	50	

银 矿 床

6.1 中国银矿资源现状

中国古代对银的认识和利用有着悠久的历史。早在春秋战国时期就有“错金银”工艺,汉朝以前已有银制货币、器物和首饰装饰品,《山海经》中列举“银之山”就有 10 处之多。银对中国历代经济发展起着重要作用。

新中国成立后,随着国民经济和科学技术的发展,银已广泛应用于无线电、电子计算机、航天技术、医疗器材和电影胶片制作等领域,对银的需求量越来越多。但由于白银是重要的货币物质,国际间的支付手段,曾经实行过“统购统配”政策,使得白银的发展比较缓慢。

1983 年中国有色金属工业总公司成立,全国银和伴生金生产划归该总公司管理。国家制定了一系列优惠政策。从此开展了独立银矿地质工作,建设了一批独立银矿和共、伴生银较丰富的有色金属矿山,为白银发展提供了资源,使其储量大幅度增加,为白银可持续发展创造了有利条件。从 1983 年至 2000 年的 17 年间全国白银产量以年均 5.8% 的速度递增。为了迅速缓解白银供应紧张局面,了解中国银矿资源状况、银矿类型及找矿前景,中国有色金属工业总公司于 1987 年 4 月下达(87)中色科字第 0268 号文,确立《中国银矿资源和银矿类型及找矿方向研究》项目,由北京矿产地质研究所负责。通过研究取得了一系列的成果,并将研究成果编写了《中国银矿》专著。2000 年 1 月 1 日起,国家取消了延续 50 年的国家“统购统配”的管理体制,开放了白银市场,白银与其他有色金属一样完全进入市场经济,并开始融入国际市场。这种改革开启了中国白银地质勘探行业和生产企业前所未有的发展形势。2006 年全国累计生产白银 8252 t,有色企业白银产量占全国白银总产量的 9 成以上。目前中国白银生产多数是从铜铅锌镍金属中副产,铅锌铜金企业副产白银已经占到全国白银总产量的 60% ~ 70%,其余白银产量来自再生和独立银矿。

2006 年全国白银生产企业有 191 家,随着 2000 年中国白银市场开放,民营白银企业迅猛发展。2006 年全国白银产量前 10 位中有 5 家是民营企业;前 15 位中有 9 家是民营企业。而这 9 家民营企业银产量就占了全国白银产量的 1/4。

银储量的多寡是衡量一个国家经济实力的重要标志之一。新中国成立后,由于国家对白银地质勘探工作的重视,探明银储量呈现上升趋势。第一个五年计划期间(1953 ~ 1957 年)共探明银金属 535.49 t。1972 ~ 1979 年银保有储量增长 1.14 倍,平均年增长率为 1.8%。1980 ~ 1987 年银保有储量增长 1.7 倍,平均年增长率为 9.1%。1989 年中国银工业储量达 14624 t、远景储量为 62254 t、控制储量已达 40770 t。从此中国银储量已达世界领先水平。至 1996 年底,利用银地质勘探基金勘探了 36 个以银为主的矿床,为白银发展提供了资源保证。建设了 20 多个以银为主的矿山,形成了中国银矿业新格局。

不断增加银资源储量及发展白银生产是中国社会主义经济建设的迫切需要,特别是对增加外汇储备、稳定经济发展、保证改革开放顺利进行具有战略意义。

2000年6月中央决定将有色金属企业全部下放地方,从而调动了地方的积极性,银矿资源储量及企业的发展上了一个新台阶。

世界银矿资源分两类,一类是共、伴生银矿,另一类是以银矿物为主的独立银矿,共、伴生银矿是白银生产的主要资源。2003年世界银矿储量和储量基础分别为27万吨和57万吨。墨西哥、秘鲁、澳大利亚、中国、美国、加拿大6国银储量占世界总储量的63%。中国的银矿资源潜在储量是相当可观的,也是以共、伴生银资源为主,白银产量的90%产自共、伴生银矿的矿床中。其中主要是铅锌矿中共伴生银占44%,其次是铜矿占21%,其他占25%,而独立银矿产量仅占10%。由于中国铅锌、铜的生产能力不断扩大、矿山不断开发以及进口量的增加,白银产量继续攀升。

截至2003年底,全国查明银矿产地635处,累计查明资源储量近11万吨。主要分布在江西、广东、云南、内蒙古、广西、湖北、湖南、甘肃、四川、河南、河北、浙江等13个省(区),查明银资源储量占全国银查明资源储量81.4%。中国银矿成矿地质条件良好,找矿远景可观。已发现一批大型独立银矿床、伴共生银矿床正在开发利用,如河南桐柏县破山银矿床、内蒙古新巴尔虎右旗查干布拉银铅镍矿床、云南澜沧老厂银铅矿床、湖北竹山县银洞沟银金矿床、陕西柞水县银铅多金属矿床等。还有一批正在建设的大型独立银矿床、共生银矿床。

中国银矿资源特点是:

- (1) 分布广泛,但储量相对集中;
- (2) 矿石类型多,银品位不高,而且变化大,银的赋存状态复杂;
- (3) 矿石组分也复杂,由于成矿物质具有多源性,成矿作用的演化具多(长)期性、矿床形成具多(复)成因性,多次叠加而造成;
- (4) 伴共生银资源具有三多一少,即储量多、产地多、贫矿多、富矿少;
- (5) 大型产地少,但产出储量多,中型规模产地多,产出储量少;
- (6) 在成矿作用中,Ag多与Pb、Zn、Cu、Fe、Au关系密切,与Bi、S、As、Sb、Sn次之,与W、Mo、Hg不密切。在外生条件下Ag与V、Mn关系密切。

从以上情况看出,中国银矿资源量虽然比较丰富,但还必须加强再生资源回收工作,进行矿业循环经济的建设。在加强地质勘查工作的同时,不断提高资源拥有量和保证程度及资源枯竭矿山的接替问题;而且必须不断提高技术、工艺水平,降低采矿损失率和贫化率(个别矿山矿石损失率达40%~50%),提高选矿回收率(铅锌矿山共伴生银的回收率约50%~85%,铜、铅、锌多金属矿山选矿回收率约50%~70%)以及冶炼生产过程中银的回收率。虽然银矿的生产指标接近国外先进水平,但民办、地方办冶炼厂回收率却很低。中国银的总回收率约为40%~45%,低于西方主要产银国25%~30%。

本章的主要资料来源于北京矿产地质研究所编写的《中国银矿》(1990)。

6.2 银的性质

6.2.1 物理性质

颜色:白色、表面氧化后具灰黑色被膜,条痕为白色。

光泽:金属光泽,不透明。
密度:(20℃)10.50 g/cm³。
熔点:961.93℃。
比热容:(120 K)0.2 J/(g·K)。
硬度:2.5~3。
断口:锯齿状、刺状。
无解理、擦痕多。
具有良好的韧性和延展性、导电性、导热性、极强的抗腐蚀性和抗风化能力,以及较好的共熔性、对可见光具反射性。

6.2.2 化学性质

原子序数:47。
原子量:107.86。
原子半径:0.1445(nm,12 配位)。
原子体积:10.3 cm³/g。
外围电子构型:4s²4p⁶4d¹⁰5s¹。
价态及离子半径、配位见表 6-1。

表 6-1 Ag 价态及离子半径、配位表

价 态	半径/m	配 位
0 价	<1.4 × 10 ⁻¹⁰	8
	<1.44 × 10 ⁻¹⁰	12
1 价	1.31 × 10 ⁻¹⁰	8
	1.34 × 10 ⁻¹⁰	10
2 价	0.89 × 10 ⁻¹⁰	6

离子能量系数:Ag 0.60;Pb 1.65;Zn 2.20;Cu 2.10。
晶格能系数:180。
电离势:1 价 7.574 V;2 价 21.4 V。
银化学性活泼,自然界以化合物状态存在,80% 的银矿物是硫化物和含硫盐类,自然银也是银的自然存在形式。银可形成碲化物和硒化物,在一定条件下还可形成银的卤化物和硫酸盐。
由于晶体化学方面原因,Ag 与 Pb 互为类质同象。

6.2.3 地球化学性质

在元素周期表中 Cu、Ag、Au 属 5 周期 IB 族,特征外层电子排布为 4d¹⁰5s¹,Ag 居于 Cu 和 Au 之间。在自然界中大多数银呈 1 价态。但在一定条件下也有 Ag²⁺ 及 Ag³⁺ 的络合物出现。Ag⁺ 矿物最多。Ag⁰ 矿物较少,Ag²⁺ 矿物少见,Ag³⁺ 矿物稀少。
银具亲硫性。无亲石性,不进入硅酸盐相。
银有两种稳定同位素,¹⁰⁷Ag,相对丰度为 51.35%;¹⁰⁹Ag,相对丰度为 48.56%。

银在宇宙中平均丰度为 0.00052×10^{-6} , 铁陨石中平均含量为 0.2×10^{-6} , 地壳岩石丰度为 0.1×10^{-6} , 火成岩银含量为 50×10^{-9} 至 100×10^{-9} , 硅酸盐矿物中平均含量为 500×10^{-9} , 各种类型淡水中平均丰度为 0.2×10^{-9} , 海水中(正常情况下)银丰度变化范围 $0.15 \times 10^{-9} \sim 2.9 \times 10^{-9}$ 。

内生成矿地球化学: Ag 在岩浆作用中不进入硅酸盐相(但演化初期、铁镁质岩浆分异过程中,有微量 Ag 分散于硅酸盐矿物中(辉石橄榄石、角闪石、蛇纹石)),而进入硫化物相。因而在造岩矿物中 Ag 只能呈自然金属或硫化物、碲化物的超显微包裹体,极度分散其中。Ag 矿化主要与酸性和超酸性的花岗岩有关,由于岩浆期后热液活动时间长,具多期、多阶段,产生蚀变类型也多样。这个阶段是银大量成矿时期,银可与氯形成稳定的络离子或络合物及硫氢络离子等形式迁移搬运。高温阶段银不析出,随着温度从中温到低温,Ag 与 Pb、Cu、Hg、As、Sb、Bi 等和硫结合开始大量析出。火山作用形成的银矿床多与安山—英安岩有关,银矿化具有硅化、冰长石化、绢云母化等特征蚀变。

外生成矿地球化学: 由于银的化学活泼性,在酸性溶液中溶解度大而不稳定,有一定迁移能力。Ag、AgCl 可以呈胶状被搬运。在硫化矿床氧化带中,Ag 的迁移条件好,Ag₂SO₂ 溶解度很大,向下淋滤交代原生硫化矿物可以生成辉银矿沉淀下来。

变质成矿地球化学: 随着变质作用的升级,Ag 可与 S、As、Sb、Bi、Pb、Zn 一起富集,这些元素可从岩石中释放出来,并以热液形式在有利的裂隙中聚集成矿。银强烈富集于变质作用和花岗岩化晚期的热液脉中形成 Pb—Zn—Ag—Au—Ag 矿床。混合岩化是银的富集和成矿的一种重要地质作用。

6.3 银矿物

由于银的地球化学特性,具有亲 Cu 及亲 Fe 的性质,故银在地质作用过程中形成种类繁多的矿物。根据银矿物化学成分、特征可以分为自然元素及金属互化物类,硒、碲、砷、锑化物类,硫化物类,硫盐类,卤化物类,硫酸盐类,其他类七大类。

(1) 自然元素及金属互化物类有:自然银、金银矿—银金矿、银铜金矿、汞银矿。

(2) 硒、碲、砷、锑化物类有:硒银矿、β-硒银矿、硒金银矿、硒铜银矿、杂砷银矿、砷锑银矿、砷铜银矿、科廷纳矿、锑银矿等。

(3) 硫化物类有:辉银矿、螺状硫银矿、辉铜银矿、硫铜银矿、辉硒银矿、硫汞铜银矿、硫铁银矿、银镍黄铁矿、硫金银矿、硫硒银矿、硫碲银矿、硫银锡矿、银黄锡矿、辉锑银矿、深红银矿、脆银矿、硫铋锑银矿等。

(4) 硫盐类有:淡红银矿、黄银矿、斜硫砷银矿、硫砷银矿、硫银铋矿、硫铅铜银矿、硫锑铅银矿、脆硫锑银铅矿、辉锑银铅矿、辉银锑银矿、硫砷汞银矿、辉铋银铅矿、硫铋银铅矿、硫铋铜银矿、银辉铅铋矿等。

(5) 卤化物类有:角银矿、溴银矿、氯溴银矿、碘银矿、碘银汞矿、银钠盐、银氯铅矿、方银铜氯铅矿等。

(6) 硫酸盐类有:银铁矾、含银铅铁矾、银黄钾铁矾。

(7) 其他类有:黑银锰矿、水锑银矿。

在自然界最主要的银矿物见表 6-2。

表 6-2 主要银矿物

矿物名称	化学分子式	w(Ag)/ %
自然银	Ag	100
银金矿	(Ag, Au)	> 50
锑银矿	Ag ₃ Sb	72. 66
辉银矿	Ag ₂ S	87. 06
螺状硫银矿	Ag ₂ S	87. 06
深红银矿	Ag ₃ SbS ₃	59. 76
淡红银矿	Ag ₃ AsS ₃	65. 42
脆银矿	Ag ₅ SbS ₄	68. 33
辉锑银矿	AgSbS ₂	36. 72
辉硒银矿	Ag ₄ SbS	79. 95
硫银锗矿	Ag ₈ GeS ₆	76. 51
硫锑铜银矿	(Ag, Cu) ₁₆ Sb ₂ S ₁₁	74. 32
硫铜银矿	AgCuS	53. 01
硫银锡矿	Ag ₈ SnS ₆	73. 49
辉锑铅银矿	Pb ₂ Ag ₃ Sb ₃ S ₈ /Ag ₃ Pb ₂ Sb ₃ S ₈	23. 78
黝锑银矿	(Ag, Cu) ₁₂ Sb ₄ S ₁₃	36. 0
碲银矿	Ag ₂ Te	62. 86
碲银钯矿	(Pd, Ag) _{4+x} Te	28. 2 ~ 31. 2
硒银矿	Ag ₂ Sb	73. 15
氯角银矿	AgCl	75. 3
溴角银矿	AgBr	57. 44
黄碘银矿	AgI	45. 94

银矿物演化:银除少量与金呈互化物产出外,主要的是以硫化物或硫盐矿物产出。银在硫化物中可置换铜、铅等,其出溶作用和类质同象置换往往是在高温条件下发生。铋的存在可极大地增加银在方铅矿中的溶解度,当温度下降时则析出银的硫化物和银铋硫盐。据现有资料统计,银矿物种类已达 113 种。形成银矿物的一个重要的元素组合是 Ag - Cu - Sb - S 组合比较常见(见图 6-1)。

还有 Ag - Sb - As - Cu - S 体系,见图 6-2。

还有 Ag - Pb - Bi(Sb) - S 体系,但相对少见。

这种常见与少见主要受元素的地球化学行为所制约,少见可能由于粒度细、成分多变难以同其他类矿物区分而不易发现。在一个伴生 Ag 矿床中可以有多个体系的矿物组合,这取决于成矿溶液组分和当时的物理化学环境。

由于 Ag 的化学性活泼,可以以氯化物或其他络合物的形式迁移,银在热液演化的晚期富集的主要原因。

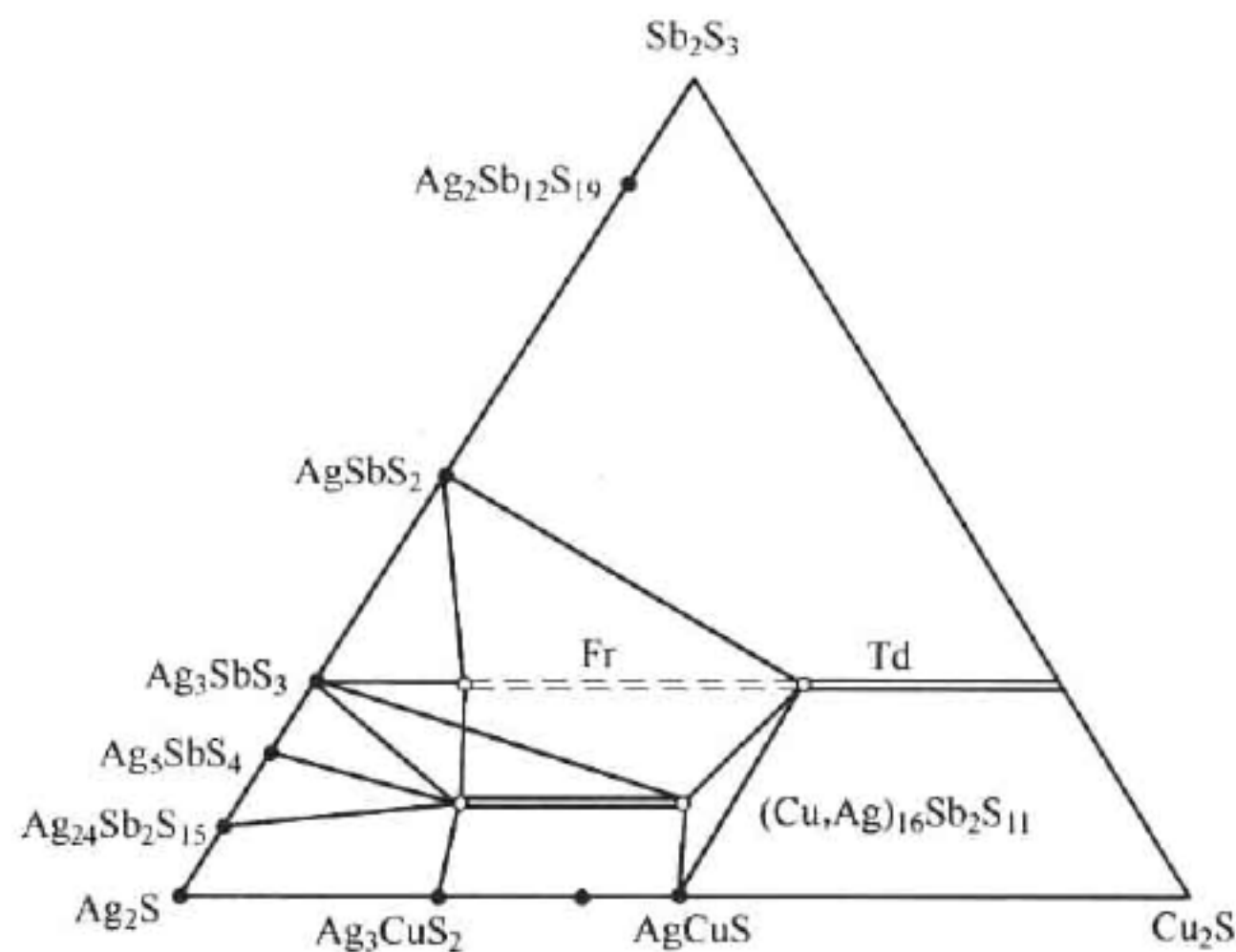


图 6-1 Ag - Cu - Sb - S 体系矿物共生组合图解

Td—银黝铜矿 ($\text{Cu}_{12}\text{Sb}_4\text{S}_{13}$ - $\text{Ag}_4\text{Cu}_8\text{Sb}_4\text{S}_{13}$) ; Fr—黝锑银矿 ($\text{Ag}_4\text{Cu}_5\text{S}_{13}$ - $\text{Ag}_{10}\text{Cu}_2\text{Sb}_4\text{S}_{13}$) ; $(\text{Cu}, \text{Ag})_{16}\text{Sb}_2\text{S}_{11}$ —
 $w(\text{Ag}) = 62\% \sim 85\%$; AgCuS—硫铜银矿 ; $\text{Ag}_2\text{Sb}_{12}\text{S}_{19}$ —玻硫锑银矿 ; Ag_3CuS_2 —辉铜银矿 ;
 Ag_2S —螺状硫银矿 ; Ag_5SbS_4 —脆银矿 ; Ag_3SbS_3 —火红银矿 ; AgSbS_2 —辉锑银矿

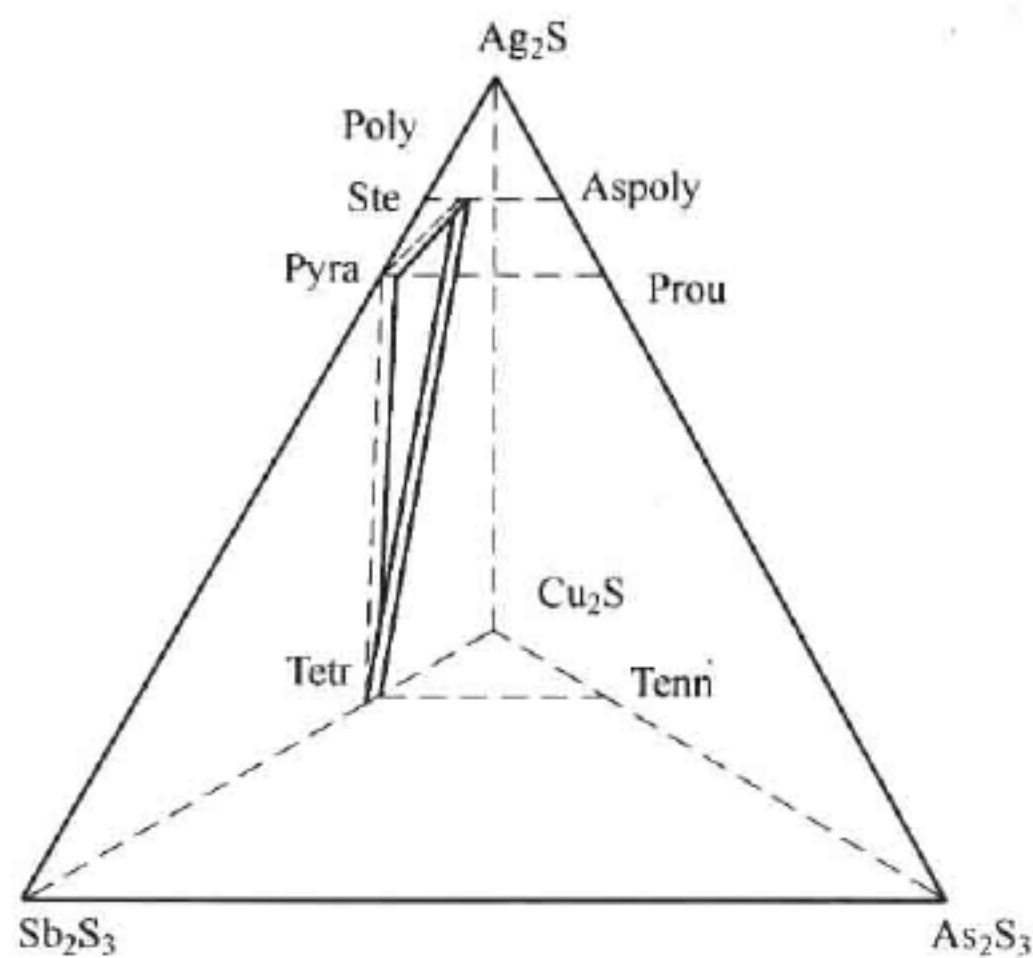


图 6-2 Ag - Cu - Sb - As - S 体系共生矿物图解

Poly—硫锑铜银矿 ; Ste—脆银矿 ; Pyra—深红银矿 ; Aspoly—砷硫锑铜银矿 ;
Prou—淡红银矿 ; Tetr—黝铜矿 ; Tenn—砷黝铜矿

根据部分已知的银矿物热力学数据计算,在银硫化物与银锑硫盐矿物的演化过程中, Ag - Cu 硫盐生成最早,向后依次为 Ag - Pb 硫盐、Ag 硫盐和银的硫化物。在 Ag - Cu 和 Ag 硫盐中,随成矿介质温度下降,所析出的银矿物由低 Ag 种属向富 Ag 种属演化,即由银黝铜矿→黝锑铜矿→辉锑银矿→深红银矿→脆银矿方向演化。这几种矿物的内部结构有区别,结构中的 $x\text{S}^{3-}$ 络阴离子聚合方式是由岛状→链状→螺旋链状→层状方向演化,这与硅酸盐矿物结构的演化相似。在富锑矿床中,银主要进入银黝铜矿或铅锑硫盐中,只出现少量深红银矿和锑银矿。一般来说,含矿介质中的组分及其浓度(Pb、Sb、Bi 含量)是影响矿物的种属

及其演化趋势的主要因素。现将银矿物的演化进程表示为图 6-3。

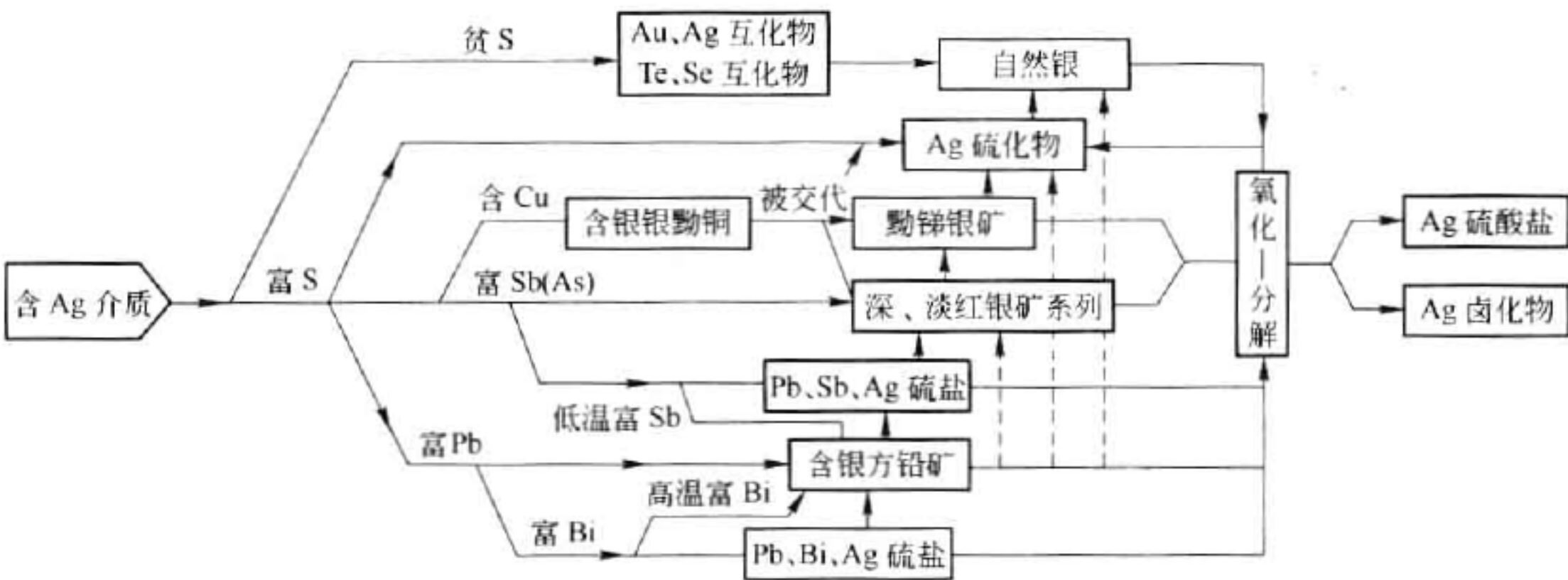


图 6-3 主要银矿物演化关系图解

从图 6-3 中可以看出,当含 Ag 热液仍处在贫硫阶段时,则有 Au - Ag 互化物或碲(硒)化物生成,然后生成自然银。在脉状的 Au - Ag 矿床中可见。当成矿热液进入富硫阶段时,首先生成的是银的硫化物,然后才生成自然银,在脉状 Au - Ag 矿床和沉积改造矿床中可见。当成矿溶液含 Sb 和 Cu 时,首先生成的是含银黝铜矿和银黝铜矿,这些矿物可进一步被交代成黝铜银矿和螺状硫银矿,在矽卡岩型 Pb - Zn(Cu) 矿床常见。当溶液富 Sb 时则有深红银矿和脆银矿的生成,这在矽卡岩型矿床中可见。当富硫的热液富铅时,则有两个演化方向,即生成含银方铅矿和铅锑硫盐,在沉积改造矿床及脉状铅锌矿床可见。对于钨锡矿床来说,常是富铋,则与含银方铅矿相伴的是含银辉铅铋矿类矿物,另也可生成 Pb - Bi - Ag 硫盐和 Sn - Ag 硫盐,如石英脉型 W - Sn 矿床和矽卡岩型矿床所见。

这种演化关系还告诉我们一个规律:矿物特征,由 Ag 硫盐→Ag 硫化物→自然金属;矿物组合及矿物化学成分由复杂到简单,低 Ag 向高 Ag 演化;成矿环境由低 S→高 S→低 S,中温→中低温→常温,还原→弱还原、弱氧化→氧化,弱酸→弱碱演化。

6.4 银矿床类型

银矿床由于控制因素复杂,产出形式多样,常与有色金属矿床共生或伴生,独立银矿床较少,因此分类方案较多。沈阳地质矿产研究所韩仲文等对国内外银矿床分类方案归纳如下所述:

(1) 以成矿作用为基础的分类方案(见表 6-3)。

表 6-3 以成矿作用为基础的分类方案

靳毓贵 (1985)	同 生	火山沉积型 沉积型 变质型
	后 生	脉状型
	叠 生	层控型

续表 6-3

中国地质学会矿床委员会贵金属专业组(1981)	<div>1. 岩浆热液银矿床 (1) 混合岩化热液银矿床 (2) 接触交代热液银矿床 (3) 岩浆期后热液银矿床 2. 火山、次火山热液银矿床 (1) 海相火山热液银矿床 (2) 陆相火山热液银矿床 (3) 火山沉积银矿床 3. 变质热液银矿床 4. 热卤水溶滤银矿床 5. 沉积-改造银矿床 6. 沉积银矿床</div>	
	<div>银作为副产品的矿床</div> <div>1. 斑岩铜矿床 2. 铜-铅-锌交代矿床和脉状矿床 3. 块状硫化物矿床 4. 铅-锌交代矿床 5. 密西西比河谷型和阿尔卑斯型铅-锌萤石矿床 6. 砂页岩中铜矿床</div>	
A V 海尔(1971)	<div>银作为主要产品的矿床</div> <div>1. 浅成热液脉状、管状矿床 2. 浅成热液浸染状和角砾状矿床 3. 浅成热液银-锰矿床 4. 浅成热液银-铅-锌交代矿床 5. 浅成热液银-铜-重晶石矿床 6. 中深热液银-铅-锌-铜矿床 7. 中深热液钴-银、钴-沥青铀矿-银、钴-银、沸石矿床 8. 砂岩银矿床 9. 海底软泥和热泉矿床</div>	

(2) 以赋矿岩石组合为基础的分类方案(见表 6-4)。

表 6-4 以赋矿岩石组合为基础的分类方案

吴美德 (1991)	陆相火山岩、次火山岩容矿的银矿床	第三系中酸性火山岩、火山碎屑岩中的脉状矿床 (1) Ag-Au 矿床(瓜那华托式) (2) Ag 多金属矿床(克里德式)
		中生界—新生界次火山岩(斑岩)中的浸染状及脉状矿床 (1) Ag-Au 矿床(德拉马尔式) (2) Ag-Sn 矿床(波托西式)
	海相钙-碱性火山岩和火山沉积岩容矿的矿床	年轻火山岩带中的 Ag-Au 多金属硫化物矿床(黑矿) 古火山岩带中的 Ag-Au-Pb-Zn-Cu 硫化物矿床(罗斯柏里式)
	碳酸盐岩、矽卡岩容矿的 Ag-Pb-Zn 交代矿床(莱德维尔式)	
	变质岩、碎屑沉积岩容矿的 Ag-Pb-Zn 矿床	前寒武纪石英岩、泥质板岩中的脉状矿床(克尔达兰式)
		古生界和中生界变质沉积岩中的脉状矿床(梅奥式)
		中生界—新生界碳质杂砂岩、页岩、湖相沉积岩、再沉积火山灰中的大矿、低品位浸染状矿床(里尔德安吉利斯式)
		页状沉积岩容矿的层控硫化物矿床(芒特艾萨式)
	前寒武纪变质火山岩、沉积岩容矿的 Ag-Co-Ni-Bi-As 矿床(科博尔特式)	
	含铜砂岩中的层状矿床(曼斯费尔德式)	
	伴生银	

续表 6-4

李 舒 (1996)	海相火山岩系中矿床	近源矿床 远源矿床
	陆相火山岩系中矿床	火山熔岩、火山碎屑岩中矿床 次火山岩中矿床
	碳酸盐岩系中矿床	近侵入岩矿床 远侵入岩矿床
	变质岩及构造岩系中矿床	
	黑色岩系中矿床	

(3) 以矿石建造为基础的分类方案:这个分类方案以 K. Φ 库兹涅佐夫(1978)为代表,具体划分为:1)银-砷化合物型;2)银-铅型;3)银-金型;4)银-锡型。

(4) 以矿化地质体形态为基础的分类方案:这个分类方案以 F T 格雷比尔(1987)为代表,具体划分为:1)脉状矿床;2)块状硫化物矿床;3)浸染状矿床。

湖南省地矿局情报图书中心杨舜全对国内外银矿类型划分方案介绍了如下几种:

(1) 国外银矿床类型划分方案见表 6-5。

表 6-5 国外银矿床类型划分方案

Jensen 和 Betman(1979)	1. 接触交代型矿床 2. 裂隙脉型矿床 (1)裂隙脉型矿床;(2)网脉型矿床;(3)角砾充填型矿床;(4)孔隙充填型矿床 3. 交代型矿床 (1)致密块状矿床;(2)脉状矿床;(3)浸染型矿床
Allen(年代?)	1. 以银为主的银矿床类型 (1)与中、新生代火山岩、次火山岩有关的热液型矿床;(2)中深热液有色金属型矿床; (3)钴-沥青铀矿-银热液型矿床 2. 银作为副产品的伴生银矿床类型 (1)斑岩铜矿型;(2)块状硫化物型;(3)热液交代铅锌矿型;(4)砂页岩铜矿型;(5)碳酸盐岩中层控铅锌矿型
A V 海尔(年代?)	1. 以银为主的银矿床类型 (1)浅成热液脉状矿床;(2)浅成热液浸染状和角砾状矿床;(3)浅成热液银-锰矿床; (4)浅成热液银-铅-锌交代矿床;(5)浅成热液银-铜重晶石矿床;(6)中深成热液铅- 锌-铜矿床;(7)中深成热液 Co-Ag,Co-沥青铀矿-Ag,Co-Ag 沸石矿床;(8)砂岩银矿 床;(9)海底软泥和热泉矿床 2. 银作为副产品的主要矿石类型 (1)斑岩铜矿床;(2)铜-铅-锌交代矿床和脉状集合体;(3)块状硫化物矿床;(4)铅- 锌交代矿床;(5)密西西比河谷型和阿尔卑斯型 Pb-Zn-萤石矿床;(6)砂岩中铜矿床; (7)自然铜矿床;(8)脉型、砾岩型和砂岩型金矿;(9)镍和磁铁矿矿床
《苏联金属矿床》(三卷 1978)	1. 分散型银矿化的含银矿床 (1)岩浆型铜-镍硫化物矿床;(2)云英岩交代型矿床;(3)矽卡岩型矿床;(4)黄铁矿型 铅、锌、铜矿床;(5)热液型矿床(包括斑岩型铜-钼矿床、金矿床、铅-锌矿床);(6)沉积 含铜砂页岩型矿床 2. 单一型银矿床 (1)褶皱区与深成花岗岩浆活动有关的银-铅建造矿床;(2)环太平洋带与年轻的安山- 英安岩火山作用有关的银-金属建造矿床
Bon6φCoH(年代?)	1. 具有分散银矿化特点的铅-锌银矿床 (1)高温含银铅-锌矿床;(2)中温含银铅-锌矿床;(3)低温含银铅-锌矿床 2. 单一银矿床 中新统与流纹岩有关的矿床;上新统与安山岩有关的矿床

(2) 国内银矿床分类方案见表 6-6。

表 6-6 国内银矿床分类方案

地矿部银矿会议(1984)	<p>1. “独立”银矿床的类型</p> <p>(1)产在海相火山岩系的矿床;(2)产在陆相火山岩、次火山岩中的矿床;(3)产在前寒武系变质岩破碎蚀变带中的矿床;(4)产于碳酸盐岩中的热液矿床;(5)产于碳酸岩、碎屑岩、泥岩中的热液矿床;(6)产于陆相砂岩中的矿床;(7)产于其他岩石中的脉状矿床</p> <p>2. 伴生银矿床类型</p> <p>(1)斑岩铜矿床;(2)岩浆熔离型铜镍矿床;(3)热液型黄铁矿矿床;(4)块状硫化物型铜矿床;(5)铜钴共生矿床;(6)层控铅锌矿床</p>
蒋志、孙书山(1984)	<p>1. 热液矿床</p> <p>(1)热液铅锌矿型银矿床;(2)热液金型银矿床;(3)热液铜型银矿床;(4)热液铁型银矿床;(5)热液锡型银矿床;(6)其他热液型银矿床</p> <p>2. 矽卡岩矿床</p> <p>(1)矽卡岩铜型银矿床;(2)矽卡岩铅锌型银矿床;(3)矽卡岩铁型银矿床;(4)其他矽卡岩型银矿床</p> <p>3. 其他铜型矿床</p> <p>(1)细碧角斑岩铜多金属型银矿床;(2)中酸性火山岩铜型银矿床;(3)斑岩铜型银矿床;(4)基性、超基性岩铜型银矿床;(5)层状细脉浸染铜型银矿床;(6)砂岩铜型银矿床</p>
丁俊华等人(1987)	<p>1. 岩浆型:Cu - Ni 矿床</p> <p>2. 斑岩型:Ag - (Mn) 矿床;Pb - Zn 矿床;Cu - Pb - Zn 矿床;Cu - Mo 矿床</p> <p>3. 火山岩型:Ag - Au 矿床;Pb - Zn - Cu 矿床</p> <p>4. 矽卡岩型:Pb - Zn - Cu 矿床;Cu - (Mo) 矿床;Fe - Cu 矿床;Fe - Mn - S 矿床</p> <p>5. 热液型:Pb - Zn - Cu 矿床;Ag 矿床;Au - Ag 矿床;Cu (Co) 矿床;Bi 矿床;S - As 矿床;Sn - Cu - Pb - Zn 矿床;W (Bi) - (Cu) 矿床</p> <p>6. 沉积变质型:Pb - Zn 矿床;Cu 矿床</p> <p>7. 沉积型、Cu 矿床;Ag - V - P 矿床</p> <p>8. 表生型:Fe - Mn 矿床</p>

除以上提出的分类方案外,1990 年中国有色金属工业总公司北京矿产地质研究所陈振阶、王静纯为代表提出的银矿床类型为:脉型、斑岩型、矽卡岩型、火山岩型、岩浆岩型、变质岩型、沉积岩型和铁锰帽型。从矿产利用角度将银矿床划分为独立银矿床、共生银矿床、伴生银矿床与含银矿床。

总之,国内外提出的银矿床分类方案多种多样,对于中国银矿床类型划分一定要考虑中国银矿床的成矿特点——元素特点、地层特点、火成岩特点及构造特点。根据这些特点,我们认为原中国有色金属工业总公司北京矿产地质研究所陈振阶、王静纯等人对银矿床类型的划分是比较适合中国银矿床成矿特点的。因此下面的银矿床的成因分类基本上采用他们的方案,资料主要来源于他们编写的《中国银矿》。其次来源于原中国有色金属工业总公司白银地质勘查基金委员会办公室、成都地质干部学院共同汇编的《中国银矿床》,桂林矿产地质研究院耿文辉、姚金炎等著的《中国东部中生代次火山岩型铜银多金属矿床》。

根据银矿床的成矿作用以及其在工业上的利用,银矿床的类型分为成因类型及工业类型两大类。

6.4.1 银矿床成因类型

6.4.1.1 矿床类型划分原则

成矿物质及其来源、成矿环境、成矿作用等,其中成矿作用是决定性的因素,是划分银矿

床成因类型的主要依据。

银矿床成因类型主要有岩浆岩型(岩浆熔离型)、热液型、矽卡岩型、火山岩型、次火山岩型、变质岩型、沉积岩型、铁锰帽型。

6.4.1.2 岩浆岩型银矿床

岩浆岩型银矿床总体讲是岩浆分异和熔离作用形成的,成矿母岩为基性—超基性岩。具体说含银岩体(岩浆铜镍硫化物)是较晚侵位富含硫化物的岩浆经过再次分异和结晶作用、自变质作用、热液叠加作用而形成。

A 矿床地质特征

岩石矿石矿物特征:与铁质、镁质基性—超基性岩在成因、空间上具有密切关系。矿石矿物比较复杂,有自然元素(自然银、自然金、银金矿)、金属互化物、铋碲(锑)化物及含 Ag 矿物。

硫同位素特点:硫同位素组成的分散度在 0.5% 以下, $\delta^{34}\text{S}$ 趋近于地幔硫 $0 \pm 2\text{‰}$ 。

矿化组合:Cu—Ni—Ag;Cu—Co—Ag;Pt—Ni—Ag;Pt—Pd—Ag 等。

矿石结构主要为半自形—他形晶粒结构、固溶体分离结构、交代残余结构、熔蚀结构、嵌布结构、叶片状针状结构、网状结构、压碎结构等。

矿石构造主要有浸染状、斑点状、海绵陨铁状等,其次有星点状、云雾状、角砾状、脉状等。浸染状分布在岩体上部,斑点状、海绵陨铁状分布在岩体的下盘。

围岩蚀变:以蛇纹石化、碳酸盐化、绿泥石化为主,其次为钠长石化、绿帘石化、透闪石化、硅化、黑云母化等。

B 成矿作用与控矿条件

(1) 成矿作用:深部岩浆分异熔离作用形成基性—超基性岩体,较晚侵位的富含硫化物的岩浆团经过再一次分异和分离结晶作用,经受自变质过程及热液叠加作用而形成。

(2) 控矿条件:基性—超基性岩产于通常受规模巨大、长期活动的深大断裂控制,产于相对稳定的大地构造单元与造山带结合部位附近;岩石类型与具有显著分异的铁苏长岩体,苏长—辉长岩体,二辉橄榄岩体有关,其 MgO/FeO 比值一般为 3~4,无论底部矿体及上悬矿体,基本保持在其被熔离岩相内;矿体受后期酸性岩浆侵入体的控制以及含硫酸盐的围岩地层对硫化铜镍矿体的形成具有不可忽视的因素。

C 矿床实例:新疆喀拉通克铜镍硫化物含银矿床

新疆喀拉通克铜镍硫化物含银矿床位于新疆富蕴县。矿床类型:岩浆岩型。矿化类型:Cu—Ni 含 Ag。伴生组分: Au、Pt、Pd 等。Ag 品位: 5.2×10^{-6} 。银储量规模:小型。

a 区域地质概况

(1) 大地构造位置。矿床位于阿尔泰加里东褶皱系和准噶尔海西褶皱接壤处。主要构造线方向呈北西向、北北西向压扭性断裂和褶皱,次要的是近东西向压扭性断层与北东向张性断层。北西向构造呈 300° 方向展布。北有额尔齐斯—玛因鄂博大断裂,南为乌伦古河大断裂。沿两大断裂有基性—超基性岩体分布,并有相应的矿产生成,本矿床赋存在萨尔布拉克—萨包克巴斯套复向斜南部背斜的轴部,北西向压扭性断裂中。

(2) 赋矿岩性特点。区内出露的地层主要为上古生代的泥盆系、石炭系,其次为第三系。第四系覆盖面积占 50%。

泥盆系为一套海相中基性火山熔岩,火山碎屑岩及部分碳酸盐—碎屑岩沉积建造。

石炭系在区内为下统黑山头组中性、中酸性火山熔岩为主,夹少量火山碎屑岩。南明水组下段为海相碎屑岩夹碳酸盐,中上段以火山碎屑岩为主的浊积扇沉积。该组岩石为本矿床的直接围岩,厚 1549 m。

第三系属红砾山组由红色黏土及砂质黏土组成,分布在沟谷中。

第四系,主要为山前扇裙、荒漠、山坡和冲沟内沉积物。

(3) 岩浆作用特点。岩浆活动强烈,岩类复杂,岩相齐全。有超基性、中性和酸性岩类分布。深成、浅成和喷发、溢出相发育。成岩时期为海西早期到燕山期。

1) 侵入岩。闪长岩类,在海西早—中期成岩。沿断裂侵位于泥盆、石炭纪地层中。

基性—超基性岩类,在海西中晚期成岩。南部沿乌伦古河断裂在扎河坝、恰库尔特分布有超基性岩类。北部在额尔齐斯—玛因鄂博断裂南侧以基性—中基性岩类为主,形成喀拉通克基性岩带,由 40 多个岩体组成。

斜长花岗岩、花岗斑岩、石英斑岩,属燕山期,呈岩脉、岩枝零星分布。

2) 火山岩。以基性、中基性为主,分布于古生界地层中。

(4) 矿产。受岩浆控制的矿产有:1) 扎河坝—恰库尔特超基性—基性岩带有 Cr、Ni、Cu、Co、Pt 矿产产出;2) 哈希翁—加乌尔闪长岩—花岗岩及其火山岩是 Cu、Au、Fe 的矿产产出;3) 喀拉通克基性—中基性岩有 Cu、Ni、Co 及贵金属和 S 的矿产地,本矿床就分布在该岩带上。在该岩带的北西延长方向是前苏联的扎尔马—萨乌尔成矿带。

还有,在扎河坝产出与沉积作用有关的煤、铁和石灰岩。

b 矿床地质特征

一号矿床,即是一号基性岩体,全岩矿化。岩体在地表上呈扁豆状,横剖面上为楔形。走向北西 300° ,倾向北东。岩体上大、下小。地表(1000 m 高程)长 695 m,宽 10 ~ 289 m。在 820 m 高程开始收缩变小,在 500 ~ 600 m 高程上,岩体已经收缩尖灭。

(1) 岩相分类。一号岩体具有水平和垂直分相的特点。岩体上部中心相为黑云角闪苏长岩,边缘相为辉石闪长岩和黑云母闪长岩。岩体中、下部中心相为黑云角闪橄榄苏长岩,边缘相及岩体的下部为黑云角闪辉绿辉长岩。在上部相与中部、下部相之间普遍存在混染辉长岩相。尽管各岩相不太规整,对称性不强,界线不够明显,但从岩体上部到下部,从外部到中间其基性程度明显增加。

(2) 岩石化学特征。岩体的平均化学成分与梨形的中国基性岩浆岩平均化学成分相比较是富氧化镁而贫氧化钙和碱质略高,三氧化二铝、二氧化硅及氧化钛均低于平均值等特点。

岩体平均成分的镁铁比值(M/F)为 1.92,而主要含 Cu、Ni 矿石镁铁比值大于 2.3,属于铁质基性岩。岩体平均化学成分的酸度为 45.1,碱钙度为 55.2,属于偏镁系岩体。

岩体各类岩石其化学成分中主要氧化物及各种指数的变化均呈现一定规律,显示了较好的重力分离作用。

(3) 矿石特征。按自然类型可以划分为氧化矿石和原生矿石,并以原生矿石为主,占矿石总量的 98%。

原生矿石又可根据结构细分为:中等—稠密浸染状富铜贫镍矿石、稀疏浸染状贫铜贫镍矿石、细脉状—稀疏浸染状贫铜矿石、致密块状特富铜镍矿石等。

除此之外,还有胶结状富矿石、脉状矿石等。

(4) 伴生有益组分。各类矿石中除含有具工业意义的 Cu、Ni、S 之外,还伴生 Au、Ag、Co、Pt、Pd、Se、Te 等有益组分,有的已经具有单独利用价值。

1) 金银。主要富集在岩体的膨胀部位。与铜镍矿石贫富成正相关,致密块状矿石中金银含量最高,贫铜贫镍矿石中金银含量较低。尤其与铜镍的含量更为密切,与铜为正相关、与镍为负相关。与热液阶段的细脉浸染状矿石关系也比较密切。各种矿石中金银含量已经达到综合利用指标,详见表 6-7。

表 6-7 金银等元素在各种矿石中的含量 (%)

矿石类型		Cu	Ni	Co	S	Au	Ag	Pt	Pd	Se	Te
富镍高致密块状矿石		16.42	1.82	0.033	30.60	10.09	163.60	0.70	0.92	0.017	0.0057
致密块矿石		4.09	3.93	0.099	32.08	0.22	18.02	0.23	0.196	0.0065	0.0016
富铜贫镍矿石	稠密浸染	2.01	1.38	0.044	10.36	0.297	12.27	0.15	0.26	0.0019	—
	中等浸染	1.84	1.21	0.041	10.72	0.30	19.13	0.14	0.18	0.0049	0.0008
	细脉浸染	3.91	1.15	0.038	10.88	2.81	103.80	2.26	0.46	0.0063	0.0064
稀疏浸染贫铜贫镍矿石		0.56	0.37	0.028	2.80	0.15	3.40	0.049	0.12	0.0006	0.0002

注: Au、Ag、Pt、Pd 单位为 10⁻⁶。

其中富铜贫镍矿石中的细脉浸染矿石中的金、银较该矿石中其他类型富集。

金银多成为独立矿物存在,矿物细小。主要金银矿物有:自然金、银金矿、自然银,多为不规则的片状、粒状和枝状。粒径一般在 0.05 mm 以下,最大的为 0.38 mm。分布在黄铜矿等硫化物中和晶粒之间,常与碲化物、碲铋化物及砷化物共生。呈碲化物存在的有:碲金矿、碲银矿、六方碲银矿,颗粒细小,多在 0.05 mm 以下。还有银碲铋钨矿,银镍黄铁矿和深红银矿等。它们多形成在岩浆熔离期和较晚的热液期。

2) 钴。主要以类质同象分布在镍黄铁矿、紫硫镍矿和部分黄铁矿中。黄铜矿中也有少量钴。钴的独立矿物有辉钴矿、硫镍钴矿、辉砷钴矿、镍辉钴矿和钴华等,但量微。钴的分布及含量与主金属镍含量关系密切。两者成正消长关系。在致密块状特富矿石中钴铜呈反消长关系。

3) 铂钨。主要以独立矿物出现。主要赋存在致密块状、细脉浸染和稀疏浸染状矿石中。量微,主要为碲镍铂钨矿、碲铋钨矿。分布在磁黄铁矿、黄铜矿晶粒间或被包裹其中,少量分布在黄铜矿中。铂钨与铜成正消长关系。

4) 硒碲。分布普遍,尤以致密块状矿石为多。碲主要以独立矿物出现,有碲铅矿、碲金矿等。

c 矿床成因

本矿床属岩浆熔离矿床,矿石形成与岩浆分异演化密切相关。按矿床地质特征和矿石化学成分含量特点,可以说明矿床是由两个物理化学状况不同的含矿岩浆与矿浆复合定位、叠生成因的。

本矿床实例摘自《中国银矿》。

6.4.1.3 热液型银矿床

各种成因的含矿热液所形成的矿床成矿介质主要是热水溶液。是在各种成矿有利的断

裂裂隙部位通过充填、交代方式形成的银矿或含 Ag 矿床。多与岩浆侵入活动、区域变质作用、混合(花岗)岩化作用有成因上的联系。

A 矿床地质特征

(1) 矿体特征:主要赋存于岩浆岩(同熔型花岗岩与重熔型花岗岩)体的外接触带及围岩中的断裂和构造破碎带里。矿体形态及产状严格受破碎带、断裂及裂隙的构造控制。沿破碎带充填的矿体多呈脉状、透镜状;沿断裂带充填的矿体多脉状、似层状、透镜状、囊状;沿裂隙充填的矿体呈网脉状。矿体变化较大,规模大小不等。

(2) 岩石、矿物学特征:各时代及各种岩石类型中均有产出。就岩浆岩来说,同熔型花岗岩以 Cu、Au 成矿为主,Pb、Zn、Ag 次之,重熔型花岗岩以 W、Ag 或 Pb、Zn、Ag 成矿为主;赋矿地层岩性以碎屑岩和碳酸盐为主,其变质程度由浅至深减弱,而含 Ag 量增加。矿石矿物成分中脉石矿物以石英为主,碳酸盐次之。常见萤石、重晶石、长石、绢云母、绿泥石等。金属矿物以方铅矿、闪锌矿、黄铁矿为主,黄铜矿次之。Ag 矿物有 Au、Ag 互化物,Ag、Pb、Bi 硫酸盐,Ag、Cu、Sb 硫酸盐及 Ag 的硫化物等。

矿石化学成分及不同矿化类型矿石 Ag 含量不同,WSn 的石英脉型以 W、Sn 为主要元素,伴生 Ag、Mo、Bi、Pb、Zn、Cu,矿石中含 Ag 在 $(n \sim n \times 10) \times 10^{-6}$ 。石英硫化物型以 Pb、Zn 为主,伴共生 Ag,含 Ag 在 $(n \times 10 \sim n \times 100) \times 10^{-6}$ 。破碎带蚀变岩型以 Au、Ag 为主,伴生 PbZn 含 Ag $(n \times 100 \sim n \times 1000) \times 10^{-6}$ 。石英脉型 Au(Ag)矿床以 Au 为主,伴共生 Ag,含 Ag 在 $(n \times 10 \sim 150) \times 10^{-6}$ 之间。

(3) 矿石结构:自形—半自形—他形粒状、固熔体分离中的乳浊状结构、叶片状、格状结构、交代溶蚀结构、交代残留结构,还有包含结构、压碎结构等。

(4) 矿石构造:块状、条带状、脉状、网状、角砾状及疏密不等的浸染状等。

(5) 围岩蚀变:破碎带蚀变型以硅化、黄铁矿化、绢云母化等;W、Sn 石英脉形有云英岩化、钾化、电气石化、黄玉化等;石英硫化物型(脉状 PbZnAg 矿床)有硅化、绢云母化、绿泥石化、透闪石化、萤石化、碳酸盐化;石英脉型 Au(Ag)矿床有黄铁矿化、硅化、绢云母化、绿泥石化、碳酸盐化。

B 成矿作用及控矿条件

该类型矿床是岩浆岩、地层、构造综合控制的反映,但构造起主导作用,特别是断裂构造、裂隙、破碎带。深大断裂控制矿带、次级平行或斜交断裂控制矿床,更次一级断裂控制矿体。构造运动的多期性及频繁持续性,它不仅携带含矿热液,还使 Ag 多次迁移、富集,包括地层中的 Ag 的迁移对 Ag 的成矿极为有利。

控矿条件如下所述:

(1) 岩浆岩:成矿母岩主要为中酸性—酸性岩体,岩石分异指数及酸度愈高,银矿相对较好。其矿物成分特点富含斜长石,暗色矿物含量较小,具中—细粒、斑状、似纹斑状结构的花岗岩类岩石;化学成分特点是近超酸性—超酸性 Al 过饱和—准饱和,贫 Ca,低 Fe、Mg,高 K、Na。

(2) 构造:成矿区、成矿带往往受深大断裂的控制,区域上的褶皱隆起与深大断裂的交汇部位及两组大断裂的交汇部位控制着含矿岩浆岩的侵位,区域性的 NE 向构造带及 NE 向、NNE 向与 EW 向构造带控制矿田、矿床,区域上 II、III 级构造控制矿体产出部位及产状、形态和规模。频繁的断裂构造活动不仅形成动力变质热液携带成矿元素成矿,还可使 Ag

多次迁移富集。复式褶皱对 Ag 矿化亦有明显的控制作用。

(3) 地层岩性:碳酸盐类地层中矿化以交代方式为主,碎屑岩类地层矿化以充填方式为主。有些地层本身含 Ag 背景值高,为该类型矿床的形成提供了 Ag 的来源,通过迁移可富集成矿。

(4) 围岩蚀变:蚀变作用强。由于矿化与蚀变有内在的成因联系,因此,在时间上具有多阶段性,在空间上则具有明显分带性。不同类型矿床有相应的蚀变特点,蚀变强度一般与矿化富集程度成正比。

C 矿床实例:吉林四平山门银矿床

a 区域地质背景

山门银矿区位于天山—兴安地槽区吉黑褶皱系吉林优地槽褶皱带西侧之石岭隆起北西段。区域主体构造线为北东—北北东向。四平—德惠和伊通—依兰两条壳断裂将本区分为 4 个Ⅱ—Ⅲ级构造单元,自西向东依次为松辽中断陷、大黑山条垒、伊通—依兰地堑、敦化—靖宇隆起。山门银矿床则赋存于大黑山条垒南段东缘断裂带中。

(1) 地层:出露地层有下古生界寒武—奥陶系西保安组和黄莺屯组的一套变质海相火山—沉积岩系;中生界侏罗系上统和白垩系下统的山间断陷盆地陆相碎屑—火山沉积建造;第三系上新统为玄武岩(见表 6-8)。

(2) 岩浆岩:岩浆活动强烈而频繁,广泛分布加里东期至喜山期的侵入岩或喷出岩,占区域总面积的 80%。1)加里东晚期为黑云母化角闪岩、石英闪长岩及花岗岩体侵入。2)华力西期侵入的有辉石角闪岩、辉长岩、橄榄辉长岩等,还有晚期侵入的花岗岩体。3)印支—燕山期有中酸性岩体侵入,呈北北东向带状出露。主要有印支期闪长岩(靠道子岩体)和燕山期二长花岗岩(卧龙岩体),燕山晚期主要为酸性喷出岩及各类脉岩。

(3) 构造:区内构造复杂,早期构造形迹多被破坏和改造,目前可辨认的褶皱有盘岭背斜,轴向北东;英城子—粉房屯复背斜,轴向近东西,近伊通—依兰地堑转为北东东向。褶皱两翼多不对称或残缺不全。断裂构造除两条深断裂外,在其旁侧还发育一组次级断裂,构成以深断裂为主干的北东向断裂带,在区域上明显控制了中生代以来的岩浆活动和断陷盆地的沉积。区域上还见北西向和南北向断裂。北东向和北西向构造交汇部位控制了区域矿化集中区的分布。山门银矿即处于山门河北西向断裂与北东向断裂带之交汇处。

b 矿区地质特征

(1) 矿区地层(见表 6-8)。矿区出露地层为下古生界西保安组和黄莺屯组。西保安组为角闪斜长变粒岩、黑云母角闪变粒岩、二云片岩等,其原岩为一套中基性火山岩夹碎屑岩组合,与成矿关系不大。黄莺屯组为含矿层位,在矿区出露厚度 500 m 左右,具南宽北窄、上宽下窄,以及向北东深部尖灭的特点,呈孤岛状残留体出现。其原岩为中酸性火山岩夹沉积碎屑岩、碳酸盐岩建造,遭轻度区域变质。中上部变钙泥质粉砂岩、板岩和大理岩,夹变质粉砂岩,含同生黄铁矿和大量石墨,是银矿体赋存的有利围岩。下部为变质的英安岩和流纹岩,区域变质作用不强,大部分保存了原岩结构,但变形明显,普遍遭受热液蚀变。两组地层从老到新由中基性→中酸性火山岩→正常碎屑沉积,代表了一个完整的地槽演变历史。

表 6-8 区域地层简表

系	统	组	段	厚度/m	岩 性	分 布 地 区
第四系				5 ~ 20	坡积、冲积、洪积物、砂砾	山前坡地,河谷、河床阶地
第三系	上新统	船底山组		> 100	气孔状玄武岩、橄榄玄武岩	山门镇一带零星分布
白垩系	下统	泉头组		> 400	灰白色及紫红色砂岩、粉砂岩	山门镇以西及叶赫等地断陷边部
		登楼库组		> 1500	灰白色粗砂岩、灰绿色粉砂岩、泥岩砾岩、含砾砂岩	叶赫—十里堡一带
		营城子组		> 500	流纹岩、安山岩、凝灰岩、凝灰砂岩、砂岩、粉砂岩	山门镇一带
侏罗系	上统	沙河子组		> 400	灰褐色中粗粒长石砂岩、粉砂岩、页岩、含砾砂岩夹薄层煤	山门镇一带
奥陶		黄莺屯组	上	> 1000	变质细砂岩、板岩	盘岭古洞云潘一带
			中		中细粒大理岩,条带状大理岩,含硅质、石墨大理岩,夹变质粉砂岩	
			下		变流纹岩,变英安岩,夹变质粉砂岩	
寒武系		西保安组	上	> 1000	片岩段:绿泥石英片岩、二云绢云片岩	英城子粉房屯一带
			下		变粒岩段:角闪斜长变粒岩、黑云斜长变粒岩、斜长变粒岩夹薄层含铁石英及大理岩透镜体	

(2) 岩浆岩。矿区主要岩浆岩为印支—燕山期的中—酸性侵入岩,并有少量基性岩和脉岩出现。

1) 基性(超基性)岩床:呈北东—北北东向展布,沿黄莺屯组顺层侵入接触或构造接触,于二长花岗岩中呈串珠状残留。主要岩性为角闪辉岩、含长角闪岩及角闪辉长岩等。这些岩体相当于区域上的华力西期山门基性岩体。

2) 靠道子岩体:岩体呈北东—北北东向分布于矿床上盘,控制了主矿体的分布。岩体主要由中粒闪长岩组成,还见有辉石闪长岩、黑云母二长闪长岩、石英闪长岩等。为印支晚期—燕山早期的壳幔同熔型岩浆岩。

3) 卧龙岩体:呈北北东向岩墙状分布于矿床下盘,南北长大于 20 km,东西宽 1 ~ 2 km,主要沿靠道子岩体东缘分布并侵入其中。岩石为中粗粒二长花岗岩。岩浆期后自交代作用表现为钾长石化和黑云母化及石英化岩,系燕山中期形成的陆壳改造型花岗岩。它对成矿有明显的控制作用。

4) 脉岩:矿区内各种脉岩十分发育,大都属于燕山晚期产物。主要有细粒闪长岩、辉石闪长岩、辉绿岩、细粒二长花岗岩、细粒斜长花岗岩、煌斑岩、霏细岩、闪长玢岩、花岗斑岩及长石斑岩等。其中细粒二长花岗岩、细粒斜长花岗岩、霏细岩于成矿前形成,其余均与矿体空间分布十分密切,总体受同一构造系统控制,相互近平行,主要分布在矿体下盘。其中煌斑岩、闪长玢岩与矿体几乎形影相随,有的则成为矿体顶底板围岩,但彼此很少穿插。属于成矿期或成矿期后产物。

据各类岩石的平均岩石化学成分及特征参数,可以看出该区的岩浆岩属钙碱性系列,部分脉岩属碱性系列,基本属于一个演化系列,但连续性差。随岩体形成时间由早到晚向富碱

富硅方向演化,而且总体上是由富钙钠向富钾方向演化。

(3) 矿区断裂构造。构造主要为一组北北东向断裂,该组断裂在矿区主要有 3 条,总体走向 30°左右,倾向北西,倾角 15°~18°。第一条断裂为伊通—依兰地垫与大黑山条垒的分界线,沿条垒边界发育;第二条大致沿古生界地层与二长花岗岩接触带发育,大部分被后期脉岩充填;第三条超覆地层的石英闪长岩的侵入接触带控制了山门银矿的分布。整个断裂带均具多期活动特点。

c 矿床地质特征

山门银矿已知矿化面积约 20 km²,呈北北东向带状分布,延长大于 10 km,宽 1~2 km。自北向南分为张家屯、龙王、卧龙、云潘、古洞等 5 个矿(化)段。其中卧龙和龙王控制程度较高,已探明银储量规模为大型,伴生金储量已达中型。

(1) 矿体及其分布。矿体分布于印支期石英闪长岩体与黄莺屯组接触带及岩体内断裂裂隙中,严格受北北东向断裂裂隙控制,呈脉状、似层状、透镜状,已知大小矿体(脉带)十余条,相互近平行斜列,除卧龙矿段 3 号矿体部分出露地表外,其余均为盲矿体。总体走向北北东,倾向北西,倾角一般 40°~50°,已控制矿体总长度大于 4000 m。

(2) 矿体特征(以卧龙矿段为例)。卧龙矿段的 1,2,3 号矿体主要为破碎蚀变岩型。在平面及剖面上相互近平行,呈左行斜列展布,总体倾向 290°~310°,倾角 20°~60°(见图 6-4)。

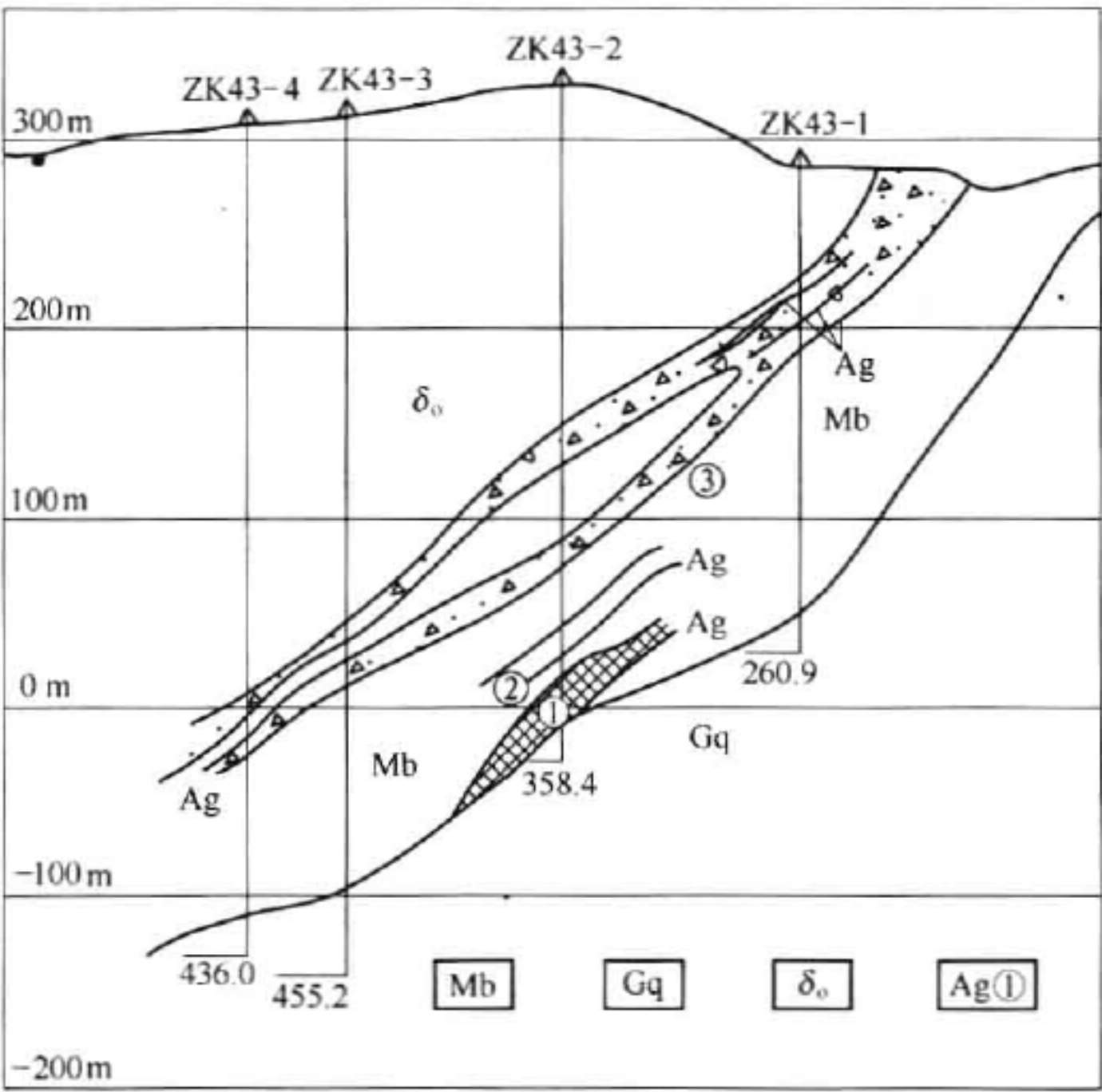


图 6-4 山门银矿区第 43 勘探线剖面图

1—大理岩、变质粉砂岩;2—浅粒岩、蚀变混染岩;3—石英闪长岩;4—银矿及编号

1 号、2 号矿体呈透镜状产于薄层条带状大理岩夹变质粉碎岩层间破碎带中,尖灭再现断续长大于 1000 m,厚 1~2 m 者居多,最大厚度十余米,埋深大于 150 m,平均品位 Ag (n ×

$10 \sim n \times 100) \times 10^{-6}$, 矿化富集于 200 m 标高以下, 唯 1 号矿体位处 -200 m 标高以下, 工业矿化未封闭。

3 号矿体是矿区最主要的矿体, 其储量占矿区总储量的 60% 以上。呈似层状、透镜状及脉状产于石英闪长岩与地层的断层接触带中, 局部也穿入地层或切割岩体, 矿体长大于 1800 m, 两端尚未封闭。地表出露长 300 余米, 大部分隐伏地下, 斜深 300 ~ 400 m。矿体沿走向及倾向呈舒缓波状, 具分支复合等特点。矿体厚度变化大, 最厚大于 20 m, 薄者仅 10 cm, 厚度变化系数为 104%, 矿体在走向拐弯或陡倾斜部位厚度膨大或层数增多。矿化不均匀, 银品位一般为每吨几十至几百克, 品位变化系数为 120% 左右, 矿化主要在 50 ~ 250 m 标高区间。矿体伴生金含量变化更大, 其品位变化系数达 178% 以上。紧靠 3 号矿体的上下盘, 还有数条规模不大、平行排列的小矿体发育。

(3) 矿石的物质成分结构构造和矿石类型。矿石矿物及化学成分见表 6-9 及表 6-10。不同矿段的矿物和化学成分无明显变化, 总体来看银矿体物质成分简单, 组成矿石的有益元素除 Ag 外还有 Au、Cd、Pb、Zn、Te、Hg 等伴生元素, 有害元素 As 不高。银矿物主要为自然银, 其配分量占 50% 以上, 其他多成硫化物或复硫酸盐, 进入常见硫化物晶格中。赋存形式主要为晶隙银、裂隙银、连生银、包体银、次显微银等。Au 主要形成银金矿 (含 Cu 60% ~ 70%)、自然金等独立矿物。Cd 以类质同象形式赋存在闪锌矿中。

表 6-9 矿石矿物成分简表

类 别			矿 物 成 分	
			主 要 的	次 要 的
原生矿石	矿石矿物及脉石矿物	金银系列矿物	自然银	银金矿、自然金
		硫化物及硫酸盐矿物	银黝铜矿、黄铁矿、方铅矿、闪锌矿、辉银矿	硫锑铜银矿、硫砷铜银矿、深红银矿、白钨矿、黄铜矿、辉铜矿、毒砂、辉钨矿、螺状硫银矿等
		次生矿物	褐铁矿	孔雀石、蓝铜矿
		副矿物及脉石矿物	石英	方解石、水云母、重晶石、萤石、磷灰石、电气石、石墨、铁白云石、锆石、石榴石、角闪石、金红石、白钛石、磁铁矿、榍石
氧化矿石	矿石矿物及脉石矿物	金银系列矿物	自然银	银金矿
		硫化物及硫酸盐矿物	螺状硫银矿、黄铁矿、方铅矿	闪锌矿、银黝铜矿、深红银矿、毒砂
		次生矿物	褐铁矿	孔雀石、蓝铜矿、硅氧铅矿、白铅矿、钼铅矿
		副矿物及脉石矿物	石英、方解石	重晶石、硅灰石、萤石、锆石、白钨矿、绿帘石、石榴石、角闪石、锐钛矿、金红矿

表 6-10 矿石化学成分表 (%)

矿 段	SiO ₂	Al ₂ O ₃	Fe ₂ O ₃	FeO	MgO	CaO	K ₂ O	Na ₂ O	M ₂ O	P ₂ O ₅	S	C	F	Zn	Pb	Cu
卧龙矿段	70.65	5.00	1.96	1.78	0.37	0.72	1.36	0.009	0.05	0.09	1.52	2.12	0.05	0.00	0.07	0.01
矿 段	Se	Te	Ti	Ge	W	Mo	As	Sb	Hg	Ga	Ni	Co	Zn	Cd	Au/10 ⁻⁶	Ag
卧龙矿段	0.31	0.03	3.3	4.6	11	2.5	40.0	141.8	1.68	4.5	23.5	3.49	0.69	0.5	0.83	1.81

矿石中主要有益元素之间的相关关系较密切,如 Au 与 Pb,Au 与 Zn,Au 与 Cu,Ag 与 Pb,Ag 与 Zn,Ag 与 Cu,Au 与 Sb,Cd 与 Zn 等。

矿石的结构构造。结构有自形一半自形—他形粒状结构、交代溶蚀结构、交代残余结构、包含结构、乳滴状结构、叶片状结构、骸晶结构、填隙结构、压碎结构,构造有浸染状构造、细脉浸染状构造、脉状构造、团块状构造、晶洞构造、角砾状构造、梳状构造、多孔状构造、网脉状构造。从结构特征来看,矿床是在构造不断活动的环境中由热液作用形成。

根据矿石中含银金硫化矿物等矿物组合的种类和含量的差异,可划分为自然银—硫化物银矿石、金银系列矿物—硫化物金银矿石、含银系列矿物—硫化物金银矿石、含金银的铅锌矿石及铅铜矿石等四个工业类型。

(4) 围岩蚀变。围岩蚀变主要有硅化、黄铁矿化、伊利石—绢云母化、赤铁矿化及碳酸岩化。

从表 6-11 中可以看出 Ag、Au 的含量在不同蚀变带中的变化情况。

表 6-11 蚀变岩石中 Au、Ag 含量表

蚀变带	赤铁矿—碱质复合交代带	石英—伊利石水云母化带	黄铁绢云岩化带	硅化带
蚀变岩	弱蚀变石英闪长岩	中等蚀变石英闪长岩	黄铁绢云岩	硅化石英岩
$w(\text{Ag})/10^{-6}$	0.8	5.61	1.13	19.35
$w(\text{Au})/10^{-6}$	0.054	0.344	0.069	0.910

d 矿床成因探讨

(1) 同位素特征。铅同位素特征说明了矿石铅与岩石铅的同源性,铅来源于上地幔或下地壳;硫同位素特征说明属于陨石硫范围,为深源产物;氧同位素具有深部源特征。

(2) 成矿物理化学条件。

1) 包裹体的一般特征。矿石中原生包体数目较少,分布无规律。原生包体绝大部分为气液两相,次生包体多为液相。包体组分为 H_2O 、 CO_2 及 N_2 、 H_2 、 CH_4 、 CO_2 ,金属阳离子成分 $\text{K}^+ > \text{Na}^+ > \text{Ca}^{2+} > \text{Mg}^{2+}$,阴离子 $\text{SO}_4^{2-} > \text{Cl}^- > \text{F}^-$,均与沉积改造矿床的热液组分相反,说明物质来源与地层关系不密切。

2) 成矿温度、压力和盐度。包体测定的成矿温度、盐度及压力值列于表 6-12 和表 6-13,均有随着成矿作用的进行由大到小、由高到低的变化。估算成矿深度为 1~3 km,成矿温度为 150~180℃。因此山门银矿属于低温、低盐度、中深—浅成的热液矿床。

表 6-12 成矿温度简表

成矿阶段	黄铁绢云岩	主矿化阶段				石英方解石阶段	
测试矿物	黄铁矿	石英	黄铁矿	闪锌矿	闪锌矿—方铅矿	石英	方解石
测试方法	爆裂法	均一法	爆裂法	均一法	硫同位素对计算	均一法	均一法
温度范围/℃	220~190	192~125	180~170	160~140	336~140	200~119	178~100
平均值/℃	210	183	175	150	183	162	146
区间/℃	210	150~183				162~146	

表 6-13 包裹体压力、盐度测试结果表

成矿阶段	主矿化阶段			方解石 + 石英阶段			
测试项目	压力/Pa	盐度/%		压力/Pa	盐度/% ^s		
测试矿物	石英	闪锌矿	石英	方解石	石英	方解石	石英
变化范围	(791 ~ 443) × 10 ⁵	6.9 ~ 6.0	5.4 ~ 2.45	(471 ~ 261) × 10 ⁵	(678 ~ 276) × 10 ⁵	2.7 ~ 2.35	5.75 ~ 0.22
平均值	636 × 10 ⁵	6.45	4.48	375 × 10 ⁵	431 × 10 ⁵	2.56	2.77

利用有关的测试计算方法,求得成矿溶液的氧逸度 $\lg f_{O_2} = -27 \sim -36$, 硫逸度 $\lg f_s = -11.9$, $pH = 5.43 \sim 5.37$, $Eh = -0.8 \sim -1.10$ V。表明成矿作用是在酸性、还原、富硫的溶液中进行。

(3) 黄铁矿标型特征。主成矿期黄铁矿多数为五角十二面体与立方体或八面体组成的聚形,是成矿作用过程中硫逸度最高时的产物。黄铁矿的单矿物化学分析结果:S/Fe 比值为 2.02 ~ 2.11,均值为 2.05,属于富硫贫铁型黄铁矿,而热电系数的离散范围为 $-54.6 \sim -7.70$,范围窄,表明黄铁矿是在很短的时间内形成的,热液成分的变化不大。黄铁矿微量元素的特点是 $Co > Ni$,As 含量较低,且 As 高 Cu 也高,As 多数出现在矿体下部;Se、Te 的含量远远低于一般热液矿床。从黄铁矿的微量元素特征来看,与一般的岩浆热液成因接近。

(4) 成矿作用中稀土元素特征。矿石中的各稀土元素组成与岩浆岩吻合,曲线形态也较一致。所以矿石中稀土组分不大可能来自地层,而与深源岩浆密切相关。

(5) 主要围岩成矿元素丰度。矿区及区域主要围岩的成矿元素及部分微量元素的丰度及浓集系数表明,含银较高的地质体主要是石英闪长岩和细粒闪长岩。同时闪长岩中还含有较高的 Cu、Pb、Zn、Ni、Co、Hg 等,多为矿石中的主要富集元素。浓集系数以黑云母闪长岩为最大,因而黑云母闪长岩和石英闪长岩是成矿元素的主要源岩。

本矿床实例摘自《中国银矿床》。

6.4.1.4 矽卡岩型银矿床

矽卡岩型银矿床产生在岩浆岩体与碳酸盐类岩石接触带。矿化主要受接触带控制,部分产在内接触带,大部分产在外接触带。形成过程复杂,基本不超过热变质带的范围;与 Ag 有关矽卡岩型矿床多产于中酸性岩浆岩体的内外接触带,Ag 矿化多形成于矽卡岩矿化期的后期或热液(中低温热液)叠加阶段。矽卡岩型矿床 Ag 矿化可分为 Pb - Zn - Ag 组合,Ag 含量较高;其次为多金属 - Ag 组合、Cu - (Fe) - Ag 组合,含 Ag 较低。

A 矿床地质特征

a 产状、规模

含矿岩体主要为中酸性岩浆岩——岩浆岩、花岗闪长岩、石英闪长岩。矿床主要分布于岩浆岩与碳酸盐地层内外的接触带;矿体形态分为脉状、似脉状、囊状、层状、似层状、巢状、瘤状、筒状、枝状、透镜状等。规模有大型(Cu - Au - Ag 型、Cu - Ag 型)、中型(Pb - Zn - Ag、Cu - Ag、多金属 - Ag 型)及小型(Mo - Ag 型)。

b 岩石矿物学特征

岩石以酸性岩为主。具斑状结构及长石环带结构,其围岩以元古代、古生代碳酸盐岩为主。与后期中低温热液活动关系密切。

矿物特征。金属矿物:Pb - Zn - Ag 组合,以方铅矿、闪锌矿、黄铁矿为主;多金属 - Ag

组合,以方铅矿、闪锌矿、黄铁矿、黄铜矿、辉铜矿、斑铜矿、黝铜矿、锡石、黝锡矿、辉铋矿、辉钼矿、白钨矿等;Cu-(Au)-Ag 组合,以黄铜矿、辉铜矿、斑铜矿、黝铜矿为主。脉石矿物:石榴石、辉石、透闪石、方柱石、符山石、云母、绿帘石、阳起石、硅灰石、斧石、石英、方解石、白云石、长石等。

Ag 的载体矿物有方铅矿、闪锌矿、黄铜矿、黄铁矿、黝铜矿、辉铜矿、磁黄铁矿等。

氧化带矿物有白铅矿、砷铅矿、褐铁矿、赤铁矿、自然铋,其中富含 Ag 矿物有白铅矿、砷铅矿、自然铋等。

c 矿石化学成分

Ag 品位变化范围一般在 $(n \times 10 \sim n \times 100) \times 10^{-6}$,含 Cu 在 0.7% ~ 3.48%,Pb 0.31% ~ 4.04%,Zn 0.31% ~ 3.97%,多金属-Ag 型还含有 Bi、Sn。伴生元素有 Au、Cu、In、Ga、Ge、Se、Te、Ti、Co、Re 等。Cu-Ag 相关(相关系数为 $0.79 \pm$),Ag 与 Pb 相关,Ag 富集于方铅矿中。

d 矿石结构构造

结构有自形—他形粒状、交代、骸晶、碎裂结构等;构造有细脉状、浸染状、致密块状、条带状、网脉状。

e 围岩蚀变

围岩蚀变以矽长岩化为主,还有大理岩化、角岩化、硅化、钾化、蛇纹石化、黑云母化、绿泥石化、次闪石化、黄铁矿化、碳酸盐化等。

B 成矿作用与控矿条件

成矿作用是海西期—燕山期(以燕山期为主)中酸性侵入岩岩浆岩、花岗闪长岩、石英闪长岩与古生代、元古代的碳酸盐岩的接触充填交代作用。Ag 矿化多与中低温热液活动关系密切。成矿温度为 150 ~ 286 °C(石英均一法测得)。

矿体受接触带控制,一般在侵入体的内凹部位;受断裂及裂隙构造控制;受围岩岩性(灰岩、白云质、泥质灰岩、大理岩)控制。

C 矿床实例:黑龙江二股西山铁多金属矿床

该矿床位于黑龙江省铁力县。矿床类型:矽卡岩铁多金属银矿床。矿化类型:铁、多金属、银。伴生组分:镉、铟、钽、锂、镓、硒、碲、锗、铈、铊等元素。矿床品位:Ag 114.05×10^{-6} 。银储量规模:中型。

a 区域地质背景

矿床位于张广才岭褶皱束二股—徐九沟背斜轴部。地层为下二叠统交界屯组,呈捕虏体产于海西期斑状中粗粒花岗岩和花岗闪长岩体中(见图 6-5)。

b 矿床地质特征

(1) 矿床与构造,岩浆岩、围岩及围岩蚀变的关系。本矿床的主要矿体赋存在北关—平安压性断裂带的低序次压扭性断裂带中。这个断裂带既控制着花岗闪长岩的侵入,又控制着矽卡岩及银铁多金属主矿体,所以是属于接触构造断裂带,次要矿体产于接触带的围岩的岩层间。

围岩蚀变较普遍,有镁矽卡岩化、绿帘石化、硅化、钠长石化、金云母化、蛇纹石化、绢云母化、碳酸盐化、赭石化等。但与成矿关系密切的围岩蚀变主要是镁矽卡岩化、绿帘石化、赭石化等。

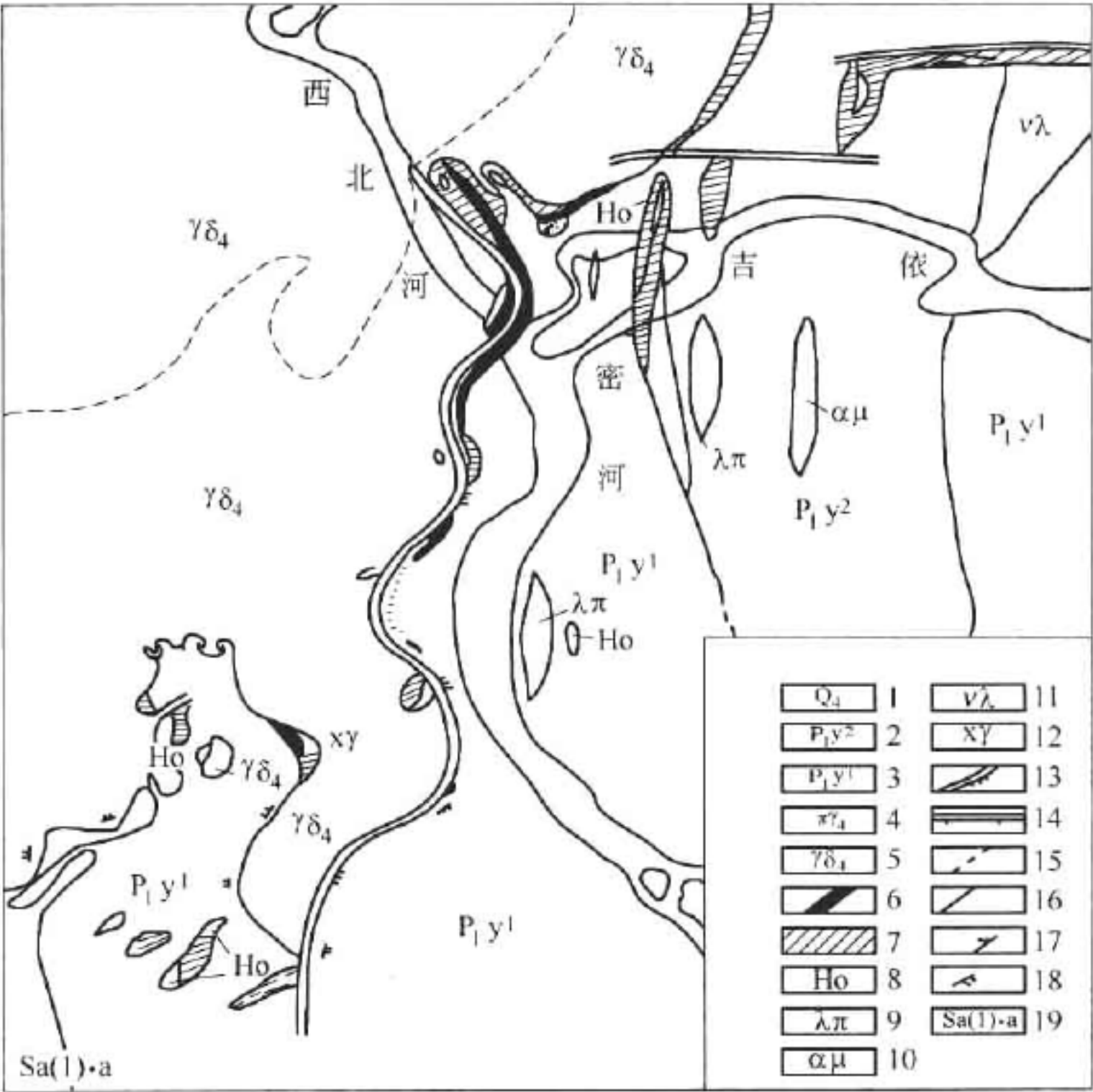


图 6-5 二股西山铁多金属银矿床地质图

1—第四系;2—二叠系下统玉泉组上段角砾岩化粉砂岩夹流纹斑岩山玢岩透辉石石英角岩;
3—二叠系下统玉泉组下段白云质大理岩夹白云岩流纹斑岩透辉石石英角岩;4—海西
晚期似斑状黑云母花岗岩;5—海西晚期花岗岩闪长岩;6—矿体;7—砂卡岩;8—角岩;
9—流纹斑岩;10—安山玢岩;11—流纹质凝灰岩;12—白岗花岗岩脉;13—经向
压性断裂;14—经向张性断裂;15—地质界线;16—相变界线;17—岩层产状;
18—侵人体界面产状;19—角岩化粉砂岩

(2) 矿化特征。

1) 矿体特征。本区分 1 号、2 号两个矿带,1 号矿带由 I、II、III、IV 四个矿体组成;2 号矿带有 V 号一个矿体。每一个矿体除主矿体外,还有多个从属小矿体,多呈透镜状和脉状。I 号主矿体长 887 m,平均厚 7.95 m,最大厚度 28.72 m,延深 495 m。从属小矿体 48 个,长 24 ~ 295 m(一般在 100 m 以上),平均厚度 0.27 ~ 13.85 m(一般在 2 ~ 4 m),属于铁、锌、铜、铅、银、钼、钨、铋等综合矿体。II 号主矿体长 380 m,平均厚 7.7 m,最厚 24.4 m,延深 377 m,从属小矿体 16 个,长 40 ~ 200 m,厚 0.41 ~ 8 m。属于以铜、钼为主,铜钼、钨和银铅锌交替出现的综合矿体。III、IV、V 号矿体是以铅、锌、银为主的铁铜铅锌银交替出现的综合矿体。另有 37 个从属矿体,主矿体长 100 ~ 190 m,平均厚度 5.3 ~ 13.89 m,延深 100 ~ 170 m。矿体比较集中,连续性较好。走向多呈南北向,倾向直立或向东,个别向西,倾角 70° ~ 80°,多以盲矿体为主,主要赋存在标高 250 ~ 300 m 部位(见图 6-6)。

2) 矿石特征。按其主要矿石矿物可分为 10 种矿石类型,即铁矿石、铁锌矿石、硼铁矿石(由硼镁铁矿组成)、铅锌矿石(普遍含银)、铜矿石、钼矿石、钨矿石、锡矿石、铋矿石、砷矿石。

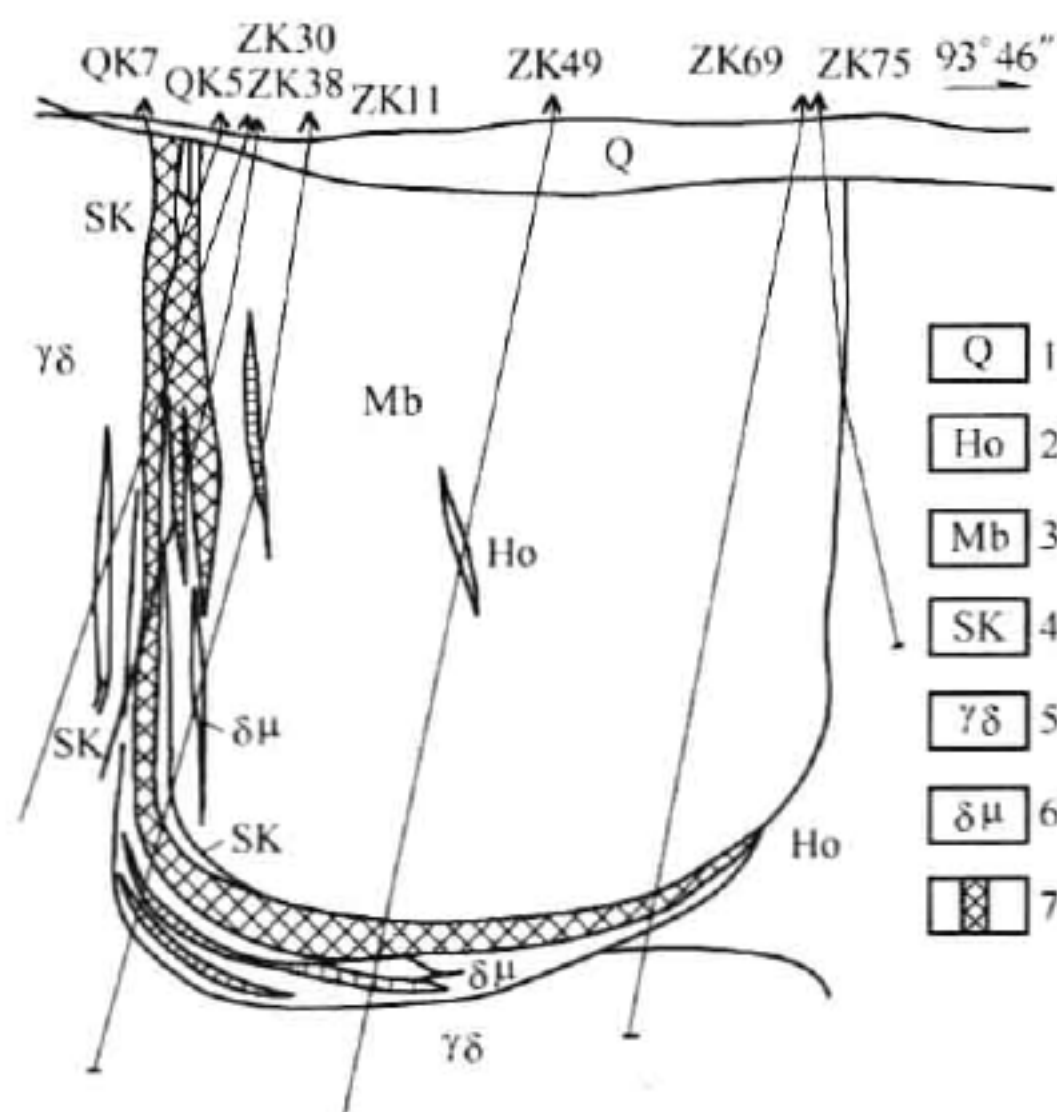


图 6-6 西山铁多金属银矿区 11 线地质剖面图

1—第四系;2—角岩;3—大理岩;4—矽卡岩;5—花岗闪长岩;6—闪长斑岩脉;7—矿体

矿石结构主要为他形粒状结构、自形粒状结构,其次为自形束状结构、乳浊状结构和文象结构等。

矿石构造:主要为块状构造、疏密不等的浸染状构造、细脉浸染状构造、充填构造,其次为角砾状构造、束状放射状构造、细脉状—网脉状构造。

3) 矿物特征。本矿床矿石的矿物成分较复杂,特别是铅、锌矿中普遍含有较高的银。矿床中的银除呈独立矿物自然银、碲银矿出现外,还呈极微细的小质点状以混入物形式分布在方铅矿、闪锌矿、黄铁矿中。

4) 矿化分带特征。以接触带为准,矿床在平面上可分为内外两个矿带,内带为铜、钼、钨矿带;外带以铁矿、铁锌矿为主,其间夹杂一些含铁的多金属矿体或铁的综合矿体。

c 成矿时代与成因

矿床形成时代为海西晚期。矿床赋存于接触构造断裂带内,主要矿体产于接触带的矽卡岩中;矿石具有矽卡岩型和高中温热液型的矿物组合;具有比较复杂的分带次序;矿石成分复杂,是因为构造活动和与之伴随的矿化作用的多期性;区内出露的花岗闪长岩、黑云角闪花岗岩和斑状中粗粒花岗岩为成矿母岩。该矿床应属于矽卡岩型银铁、多金属高中温热液交代矿床。

本矿床实例摘自《中国银矿》。

6.4.1.5 火山岩型银矿床

产于火山岩或火山—沉积岩系中(火山碎屑岩、熔岩、火山沉积岩)。成矿作用主要是火山作用,其产状主要受火山构造控制(如火山口、火山颈、火山管及其周围)。成矿物质来源及成矿时间与火山活动有着密切联系。成矿作用方式有火山热液或由火山热源造就地下水循环的热液及海相或陆相火山喷发—沉积等。矿床(体)产于火山构造中或断裂带及断裂交汇部位。

火山岩型银矿床多数为伴生银矿床,其次为共生银矿床,少数为独立银矿床。

A 矿床地质特征

(1) 产状与规模见表 6-14。

表 6-14 火山岩型银矿床产状与规模特征

类 型		产 状	规 模
陆相火山岩型	火山类型(热液)	交代充填于断裂中,较陡,一般为 60°~70°	以潜火山热液最大,带长 600~1000 m;矿体长 100~670 m,延深 10~400 m,厚度 1~5 m
	火山喷发沉积	矿体与地层产状一致,分布于火山盆地中,倾角小于 20°	
海相火山岩型	喷发—沉积矿床	矿床与地层产状一致	矿体长 700~1000 m,厚 1~5 m,延深 10~400 m

(2) 岩石特征见表 6-15。

表 6-15 火山岩型银矿床岩石特征

类 型	特 征
陆相火山岩型	矿体相对富集于沉火山角砾岩、隐爆角砾岩、凝灰角砾岩中。在熔结凝灰岩、晶质凝灰岩中矿体相对较小。陆相火山喷发—沉积 Ag 矿床,矿化层产于火山喷发间歇期的湖相凝灰质沉积岩层中。高 SiO ₂ ,富 K、Na,K ₂ O>Na ₂ O
海相火山岩型	产于细碧角斑凝灰岩、石英角斑凝灰岩、酸性火山角砾岩、长英质凝灰碎屑岩或变质凝灰岩—绢云母石英片岩中。高 SiO ₂ ,富 K、Na,Na/K>1

(3) 矿物学特征。Ag 矿物主要有辉银矿、螺状硫银矿、辉铜银矿、银黝铜矿、深红银矿等,还有硫铜银矿、淡红银矿、硫砷铅银矿、硫锑铜银矿、硫砷铜银矿、柱硫锑铅银矿。与次生富集有关有自然银、金银矿、角银矿等。其他金属矿物主要有方铅矿、闪锌矿、黄铜矿、黄铁矿、黝铜矿,其次有毒砂、磁黄铁矿、辉铜矿、斑铜矿、硫锑铅矿、车轮矿、辉铋矿、辉钼矿、磁铁矿等。脉石矿物有石英、绢云母、方解石、白云石、重晶石、绿泥石、长石、绿帘石、萤石等。氧化带矿物有:白铅矿、铅矾、菱锌矿、褐铁矿、黄钾铁矾、异极矿、铜蓝、孔雀石、赤铜、水绿矾等。银载体矿物主要有黝铜矿、硫锑铅矿、方铅矿、闪锌矿、黄铁矿、黄铜矿、白银矿。

(4) 矿石化学成分。每吨矿石中 Ag 一般为几十到几百克,常达 $(100\sim300)\times10^{-6}$ 。矿石中主要金属元素:Pb 0. n%~4%±;Zn n%~5%±;Cu 0. 1%~2%±;S 0. n%~2%, Ag 与 Pb 正相关。矿石伴生金属元素: Au、Cd、Ga、Ge、In、Sb、Bi、Hg 等(Au $0. 1\times10^{-6}\sim n\times10^{-6}$;Cd 0. 00n%~0. 003%)。

(5) 矿石结构构造特征见表 6-16。

表 6-16 火山岩型银矿床矿石结构构造特征

类 型	结 构	构 造
陆相火山岩型	半自形—他形粒状、交代充填、乳浊状,少数自形粒状、镶嵌	浸染状、细脉浸染状、网脉状、角砾状、条带状,斑杂状少见
海相火山岩型	自形一半自形及他形粒状、压碎结构粒;胶结、交代残余,浸染状次之,格状,乳浊状结构少见	条带状、块状、浸染状为主角砾状、柔皱状、细脉状次之

(6) 围岩蚀变特征见表 6-17。一般围岩蚀变有明显的分带性:中心为强硅化蚀变,中间带为硅化带,外带为硅化、绢云母化带,再外为绢云母化蚀变带。

表 6-17 火山岩型银矿床围岩蚀变特征

类 型	蚀 变 类 型		强度与分带
陆相火山岩型	早期	绢云母、石英(硅化)	大部分蚀变局限在矿化构造带内或其两侧,一般分带不明显 总体上,浅部以绢云母化、硅化为主,深部绿泥石化、黄铁矿化
	中期	蔷薇辉石、硅化、绿泥石化、绿帘石化、黄铁矿化	
	晚期	锰碳酸盐化,碱性长石化、萤石化、方解石化、高岭土化	
海相火山岩型	硅化、绢云母化、绿泥石化、绿帘石化、黄铁矿化、碳酸盐化、高岭土化、锆冰长石化、钾长石化、钠长石化、白云母化、重晶石化		有面型与线型蚀变,蚀变强度与 Ag 矿化密切。火山喷发中心,硅化为核心,向外硅化减弱过渡到绢云母化、绿泥石化、绿帘石化;弱变质带中,显示弱硅化、碳酸盐化、白云母化、高岭土化

B 成矿作用及控矿条件

该类型矿床主要成矿作用是火山喷气和火山热液作用成矿温度在 127 ~ 360 ℃,平均为 276 ℃。

(1) 成矿阶段见表 6-18。

表 6-18 火山岩型银矿床成矿阶段

成 矿 阶 段		主 要 矿 物
火山喷发期		主要金属矿有黄铁矿或有少量闪锌矿、方铅矿、磁铁矿,脉石矿物有石英、长石、云母
火山热液期	早期硫化物分阶段	主要金属矿物有闪锌矿、方铅矿、黄铜矿、黄铁矿、磁黄铁矿、毒砂等,脉石矿物有石英、绢云母、白云石、绿泥石
	晚期硫化物阶段	主要金属矿物有方铅矿、黄铜矿、黝铜矿及各种银矿物,脉石矿物有石英、绢云母、方解石、重晶石、绿泥石、萤石等
表 生 期		主要金属矿物有白铅矿、菱锌矿、铅矾、黄钾铁矾、褐铁矿、孔雀石、铜蓝,蓝辉铜矿、自然银、角银矿,脉石矿物有石英、方解石、高岭石等

(2) 成矿主导因素见表 6-19。

表 6-19 火山岩型银矿床主导因素

类 型	主 导 因 素
陆相火山岩型	燕山期岩浆活动,特别是早白垩世的火山,潜火山的岩浆活动,从地壳深部带来成矿物质,并且提供热动力,使地下水加热循环,从围岩中萃取成矿物质;硅化、绢云母化、蔷薇辉石化、含锰碳酸盐化,使围岩中的 K、Ca、Na 大量带出,在热液转为弱酸—弱碱性条件下,以络合物形式运移 Ag、Pb、Zn 等,开始从络合物中分解出来,上升到一定的构造岩矿空间,随着温度降低,形成矿床
海相火山岩型	在海相细碧角斑岩系火山岩喷发间隙,分异形成的岩浆热液和不断下渗过程中的被加热水溶液一起上升,携带部分富集在岩浆热液中和下渗水被加热过程中不断萃取围岩中的成矿物质,在近地表时,由于温度压力降低,下渗的水不断混入,导致成矿溶液条件的改变,而沉淀形成矿床

(3) 控矿条件见表 6-20。

表 6-20 火山岩型银矿床控矿条件

岩 石	相	大地构造	围岩蚀变	火山热液活动	断裂构造	火 山 构 造
中酸性火山岩建造,特别是中酸性凝灰角砾岩	陆相	地台活化区火山岩活动地带	强裂硅化、绢云母化或碳酸盐化	晚期硫化物阶段热液活动区	火山岩浆长期多次活动断裂带上盘或两侧的次级构造带	火山盆地边部断裂带内,火山穹窿边部环状、放射状断裂、线状断裂带,破火山口内部或边部有环状、放射状及其他线状破裂带。火山洼地是一些火山喷发沉积矿产产地
细碧角斑岩—碎屑沉积岩建造	海相	地槽区火山活动地带				火山通道附近的斜坡上

C 矿床实例:甘肃小铁山多金属银矿床

甘肃小铁山多金属银矿床位于甘肃省白银市。矿床类型:火山岩型。矿化组合:Cu - Pb - Zn - Ag。矿床品位:Ag 113.15×10^{-6} , Pb3.40%, Zn5.00%, Cu1.27%。银储量规模:大型。

a 区域地质背景

(1) 大地构造位置及地质构造演化。小铁山矿床位于北祁连加里东优地槽南带东段,赋存于西湾—铁匠石复向斜北翼的次级白银复背斜内。该地槽带是从中寒武开始剧烈拗陷,伴随着强烈火山活动,并接受了巨厚的沉积物,在志留纪末期褶皱回返形成了加里东地槽褶皱带。

(2) 赋矿岩性特征。小铁山矿区出露的岩层从北到南分为6层:1)含角砾的石英角斑凝灰熔岩;2)石英钠长斑岩;3)石英钠长岩与石英角斑凝灰岩接触破碎带;4)含矿的石英角斑凝灰岩;5)绿泥石凝灰质千枚岩;6)泥质片岩带。矿体赋存于石英角斑凝灰岩中,下盘为石英钠长斑岩,上盘为绿泥石片岩及千枚岩和石英角斑凝灰岩。

火山岩属于铝过饱和系列、富钠质,Na/K 大于2,岩浆分异剧烈。含矿火山岩系遭受了相互叠加的自变质,区域变质及蚀变作用。

(3) 火山作用特点。火山活动始于中寒武,奥陶纪为极盛期,志留纪时已成尾声,仅在局部地段有零星活动,多数认为有四个喷发旋回,已知矿床均产在第二喷发旋回的第一亚旋回酸性凝灰岩之中,构造火山穹窿是矿床赋存的重要部位,成矿主要与中心式喷发有关,特别是早期断裂的喷发中心区,火山作用为成矿提供了成矿物质和热源。

(4) 变质作用。火山岩区域变质作用表现为“退变”现象。

b 矿床地质特征

(1) 银矿化与构造、岩浆岩、围岩及围岩蚀变的关系。小铁山矿床产在强片理化破碎带中,断裂发育地段矿石品位较高,尤其被断裂通过的矿体部位,矿石品位明显升高。从空间上看,金银和稀散元素特别富集部位,往往是矿体发生扭曲、变形或受花岗斑岩脉切过的部位。可见矿化与构造关系极为密切。

小铁山矿床矿体沿走向、倾向的变化都随其下盘的岩体而变化。离岩体越近,矿体规模越大,品位也越高。就石英钠长斑岩本身而言,常有矿化现象,尤其岩体边缘相或近矿体部位,常发育网脉状 Cu、Pb、Zn、(Ag)矿化。

小铁山矿区的围岩中普遍含 Au、Ag,最低含量 Au 为 0.06×10^{-6} , Ag 为 0.3×10^{-6} ,高

于 Au、Ag 的克拉克值的十几倍,显示出 Au、Ag 矿化与围岩的密切关系。

区内各类岩石、矿石均有不同程度的蚀变,含矿层内的蚀变尤为强烈。主要蚀变有绢云母化、绿泥石化、硅化、碳酸盐化及帘石化等。火山岩的绢云母化、硅化蚀变的结果形成了无长石带。实际情况表明,无长石带规模大,其内部分带性明显者矿床规模亦较大。反之,只形成小浸染矿体,或浸染矿化的地段。

绿泥石化一般与黄铁矿化、黄铜矿化关系密切。绢云母化与浸染矿化关系密切,而硅化一般和细脉浸染状矿体相关。

(2) 矿化特征。

1) 矿体:小铁山矿床共有 12 个矿体,其中有 3 个主矿体,9 个小矿体。矿体呈似层状、透镜状,具分枝复合现象。矿体产状基本与围岩片理产状一致,走向 NW 40°~60°,倾向 SW,倾角 70°以上。

2) 矿石:共有 6 类矿石,即块状铜铅锌矿石、块状含铜黄铁矿矿石、浸染状铜铅锌 n 矿石、浸染状铅锌矿石、浸染状铜矿石、黄铁矿矿石。金银在矿石中的分布情况见表 6-21,矿石矿物共生组合见表 6-22,矿石结构构造见表 6-23。

表 6-21 主要矿石类型金、银含量表

矿 石 类 型	$w(\text{Au})/10^{-6}$		$w(\text{Ag})/10^{-6}$	
	平均	最高	平均	最高
块状铜铅锌矿石	2.38	32.6(1664 中段)	117.42	537.8(VII 35 孔)
浸染状铜铅锌矿石	0.66	5.6(VIII34 孔)	35.31	699.6(VIII34 孔)
黄铁矿矿石	0.36	1.5	4.87	94.6

表 6-22 矿石矿物共生组合表

矿物共生组合	组 成 矿 物		
	主 要	次 要	微 量
黄铁矿-石英	黄铁矿、石英	闪锌矿、黄铜矿、毒砂	磁铁矿、自然金、重晶石、绢云母
磁黄铁矿-黄铜矿	磁黄铁矿、黄铜矿	石英、绢云母	
黄铁矿-黄铜矿-石英	黄铁矿、黄铜矿、石英	闪锌矿、斑铜矿、毒砂、绢云母	自然金、黝铜矿、方铅矿、重晶石
黄铜矿-黄铁矿-闪锌矿-重晶石	黄铁矿、黄铜矿、闪锌矿、重晶石	方铅矿、石英、绢云母、绿泥石	黝铜矿、斑铜矿、硫砷铜矿、碲银矿(?),白云石、萤石
闪锌矿-方铅矿-方解石-绿泥石	闪锌矿、方铅矿、方解石、绿泥石	黄铜矿、黝铜矿、绢云母、辉银矿、黄铁矿、重晶石	脆硫锑铅矿、辉碲铋矿、银金矿、白铁矿、硫铜银矿(?),萤石、石英
黄铜矿-闪锌矿-方解石-石英	黄铜矿、闪锌矿、方解石、石英		方铅矿

3) 化学成分(w_B ,全矿区平均值):Cu1.13%、Pb3.30%、Zn5.17%、S19.95%、Fe(块状矿石)22.39%、As 0.061%、Sb 0.04%、Cd 0.035%、In 0.0007%、Ga 0.023%、Ti 0.0018%、Se 0.0063%、Co 0.003%、Au 2.28×10^{-6} 、Ag 126.15×10^{-6} 、SiO₂(块状矿石)14.48%、Al₂O₃ 3.96%、MgO 0.10%~2.86%、CaO 0.14%~0.22%。

表 6-23 矿石结构构造特点

名 称		主 要 特 点
结构	自形一半自形粒状	最常见黄铁矿、磁铁矿、毒砂等常形成自形粒状
	他形粒状	铜铅锌硫化物呈他形不规则粒状或集合体
	填隙	铜铅锌硫化物充填于黄铁矿集合体粒间
	溶蚀—交代残余	铜铅锌硫化物溶蚀黄铁矿、方铅矿交代闪锌矿、毒砂交代黄铁矿
	次文象	方铅矿交代闪锌矿、黄铁矿、彼此呈文象交生
	乳滴	闪锌矿中含乳滴状黄铜矿
	压碎	黄铁矿晶体受压力破碎成大小不等的碎屑或碎裂纹
	胶状	少见
	次生反应边	少见
构造	块状	由闪锌矿、方铅矿、黄铁矿等致密集合体组成,最常见
	条带状	金属硫化物相间排列大致平行片理方向或浸染条带
	浸染状	按金属硫化物的多少可分为稠密、稀疏浸染状
	细脉浸染状	金属硫化物呈细脉状或细网脉状浸染
	团块状	不常见
	揉皱状	少见
	角砾状	

4) 矿物。已发现矿物,见表 6-24。

表 6-24 矿物分类表

分 类	主要或常见矿物	次要或少见矿物	微量或银矿物
自然元素			银金矿、金银矿、自然金、自然银
原生硫化物,含硫盐	黄铁矿、闪锌矿、方铅矿、黄铜矿	砷黝铜矿、黝铜矿、毒砂、白铁矿、胶黄铁矿、铅锌矿、脆硫锑铜矿	辉银矿、辉铜银矿、麦金斯特里矿、硫金银矿、螺状硫银矿、硫铜银矿
原生氧化物		磁铁矿、金红石、赤铁矿	
次生硫化物	铜蓝、辉铜矿	斑铜矿、硫砷铜矿	
次生氧化物、含氧盐	针铁矿、胆矾、黄钾铁矾、氯铜矾、石膏	铅矾、矾铅矿、菱锌矿、彩铝铅矿、褐铁矿、赤铁矿	
脉石矿物	石英、绢云母、绿泥石、铁白云石、方解石、斜长石	重晶石、石燧、高岭石	

注:据西北矿冶研究院。

银的载体矿物有方铅矿、闪锌矿、黄铜矿、黄铁矿、黝铜矿、砷黝铜矿等。

5) 矿化分带。小铁山多金属矿化从下至上大体可分为 4 个带:细脉浸染状黄铁矿和块状黄铁矿带;细脉浸染状和块状含 CuPbZn 黄铁矿带;细脉浸染状 CuPbZn(Ag) 矿带;块状 CuPbZn 矿带。

次生氧化带自上而下分可为：风化亚带即铁帽带，其厚度一般为 10 ~ 50 m，黄铁矿等硫化物氧化为针铁矿、水赤铁矿、黄钾铁矾、铜蓝，孔雀石、胆矾、水绿矾等；淋失亚带，一般厚 1 ~ 3 m，以溶解淋失作用为主，硫化物呈星散状，结构松散；次生富集带，发育的次生矿物有辉铜矿、铜蓝等。

(3) 成矿时代与成因。小铁山方铅矿同位素年为 3.98 ~ 5.3 亿年，代表了火山活动及成矿时代，主要是晚寒武至中奥陶。成矿温度大约在 250 ~ 310℃。矿床成因模式见图 6-7（据福建有色地勘公司陈文森的资料）。

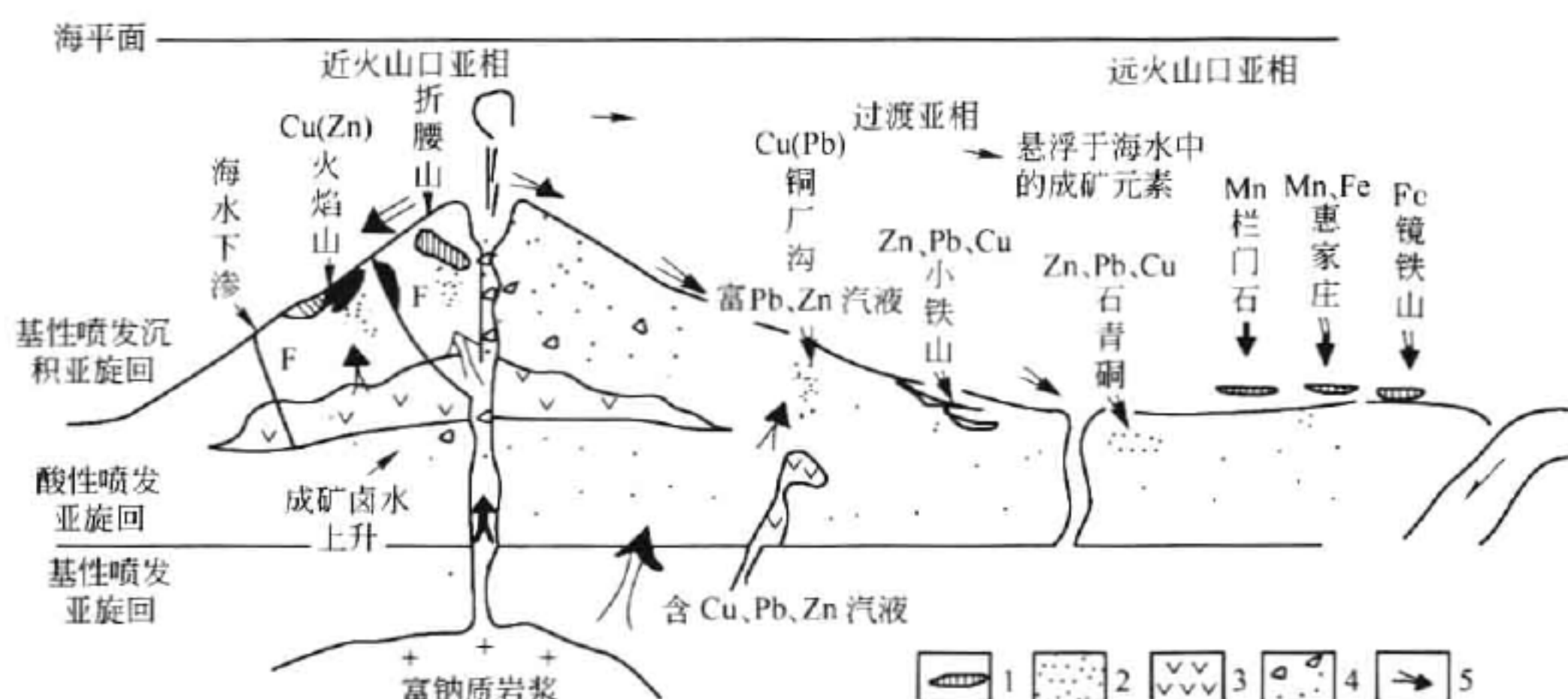


图 6-7 白银厂成矿模式图

1—块状矿体；2—浸染状矿体；3—石英角斑质熔岩、次火山岩；4—石英角斑质碎屑岩；
5—矿液运移方向（箭头大小表示相对强弱）

6.4.1.6 次火山岩型银矿床

对于次火山岩型银矿床，陶奎元提出了四个基本概念：一是与火山岩为同源关系，属地下火山作用的产物；二是与火山岩同时或稍晚；三是与火山岩空间上有一定联系；四是侵入产状，深度为 0.5 ~ 2 km。

A 矿床基本特征

(1) 产状：赋矿于次英安斑岩类，次石英斑岩类，次皇岗斑岩类，少量碱性岩类。由次火山岩形成的隐爆角砾岩也是赋矿围岩。含矿火山岩系的岩性有熔结凝灰岩、凝灰岩、含集块角砾凝灰岩、角砾凝灰岩、熔岩集块岩、沉火山角砾岩、流纹岩、安山岩等。由于受火山构造控制，而控矿断裂构造常穿过不同地层，因此对含矿围岩的层位无明显的选择性。其形态为规模不等的脉状、复脉状、似脉状等，少量为透镜状、层状、似层状、扁豆状。脉状矿体有膨胀收缩，分支复合、尖灭再现或灭天侧现的现象，为一些小矿体。产状较陡，倾角一般大于 45°，常为 60° ~ 80°，倾向延伸大于走向延长。层状、似层状矿体，产状一般较平缓，倾角 10° ~ 30°。

(2) 矿物学特征：以银为主的多金属矿床多为酸性火山岩建造。

(3) 矿物成分见表 6-25。

表 6-25 矿物成分

矿物类型		金属矿物	金银矿物	非金属矿物
Ag 多金属矿	主 要	方铅矿、闪锌矿、黄铁矿	辉银矿、螺状硫银矿、硫锑铜银矿、深红银矿、硫锑银矿、银黝铜矿、聚银矿	石英、绢云母
	次 要	黄铜矿、白铅矿、铅矾	辉铜银矿、硫铜银矿、自然银	水白云母、绿泥石、绿帘石、钾长石、斜长石、菱锰矿
	少微量组分	白铁矿、赤铁矿、毒砂、褐铁矿、磁黄铁矿、镜铁矿、黝铜矿、斑铜矿、锰矿、硫锌铜矿、辉铋矿、辉钼矿、黄铁钾矾、孔雀石、蓝铜矿	角银矿、银金矿、硫银铋矿、砷硫银矿、碲银矿、硫砷铜银矿	方解石、白云石、萤石、重晶石、蔷薇辉石、玉髓、高岭石、蛋白石、冰长石、磷灰石、锆石、金红石、电气石、伊利石

黄铁矿是本类型矿床最主要的金属矿物,也是金银主要载体矿物,方铅矿与银矿化关系密切,为银主要载体矿物,闪锌矿也为银的载体矿物之一,黄铁矿、方铅矿、毒砂与银矿物密切共生。

(4) 矿石化学成分:金银矿床含银大多在 $(110 \sim 300) \times 10^{-6}$,还有 Cu,含 Cu 小于 1%; Au $(2 \sim 5) \times 10^{-6}$, Pb, Zn, Mo 不高;常见微量元素有 Sb, Bi, Sn, Ga, In, Cd 等。铅锌银矿床含银变化较大,多数介于 $(50 \sim 100) \times 10^{-6}$,常见主金属元素为 Pb、Zn、Cu,伴生微量元素 Au、Mo、Sn、Sb、Bi、Cd、In 等。铜钼矿床含银小于 10×10^{-6} ,常见主金属元素 Cu、Mo,伴生元素有 Au、Se。

本类型矿床有害元素是 As,通常 As 较高,一般在 0. n% ~0. 0n%。

(5) 矿石结构构造:结构主要有自形—他形晶粒状、交代、压碎结构,次为包含、乳滴状、反映边、镶嵌结构;构造主要有浸染状、细脉状、网脉状、角砾状、团块状、块状,次为条带状、环带状、胶状、蜂窝状、斑点状构造。

(6) 矿石建造:按矿床中矿物组合特征划分为:黄铁—闪锌矿—方铅矿—黄铜矿—石英—绢云母—绿泥石—银矿物;黄铁矿—黄铜矿—毒砂—阳起石—角闪石—石英—绢云母—绿泥石—银硫盐矿物;黄铁矿—黄铜矿—铜硫盐矿物—闪锌矿—方铅矿—毒砂—石英—绢云母—绿泥石—锡石—银矿物;黄铁矿—蓝辉铜矿—黄铜矿—菱锰矿(镜铁矿)—(明矾石、地开石)—石英—绢云母—绿泥石—金(银)矿物。

(7) 围岩蚀变:反映出中低温热液蚀变特点。蚀变类型繁多,主要有硅化、绢云母化、黄铁矿化、菱锰矿化、阳起石化、方解石化、绿泥石化、绿帘石化、伊利石化、明矾石化、地开石化为主、次为毒砂化、重晶石化、萤石化、蔷薇辉石化、碳酸盐化、钾长石化、钠长石化、石榴石化、叶蜡石化、电气石化;少量高岭石化、镜铁矿化、赤铁矿化、石膏化、氯黄晶化,还有表生氧化形成褐铁矿化、锰矿化。

有的按斑岩型考虑,只不过蚀变除上述外还有水白云母化、青磐岩化。

该类矿床一般具有蚀变分带,并与矿化分带有一定的对称关系。在水平方向上,由矿体中心向外出现强硅化带—黄铁—绢云母化带—似青磐岩化带。在垂直方向上,浅部为浅色蚀变带,深部为深色蚀变带,一般近矿为强硅化、绢云母化、黄铁矿化或黄铁、绢云母化、伊利石化、地开石化、明矾石化,菱锰矿化等。远矿为弱硅化、绿泥石化。绿帘石化、碳酸盐化、钾

长石化、钠长石化、青磐岩化。

B 成矿作用与控矿条件

a 成矿作用

(1) 特质来源:来源地壳深部取自于次火山岩,含矿热液也萃取了所经地层中含银物质。

(2) 成矿方式:含矿热液聚集在火山通道内或岩体上部或两侧,由于物理化学条件和容矿空间的改变(火山喷发,火山断裂的开合闭张)使氯化络合物或硫化络合物发生分解,形成矿质沉淀;由于火山和次火山岩分逸的气液体增多,温度和浓度升高,气液压力不断增大,围岩不能承受巨大的内压,从而在火山通道和次火山岩体的两侧发生爆破作用,压力剧减,温度降低,物理化学条件发生巨大变化,使矿液沿裂隙,震碎裂隙充填。由此看出,银多在矿液演化晚期中低温热液阶段成矿。

(3) 成矿时代:大多数为海西和燕山期,个别形成加里东期。

b 控矿条件

(1) 构造:深大断裂控制着岩浆活动和矿化展布,次火山岩受次一级构造控制。多组断裂交汇或断裂与褶皱交汇处,形成的虚脱空间有利于岩浆的归位和成矿流体活动,并控制围岩蚀变和矿化。

(2) 岩浆岩:大多属于钙碱系列,岩性以中酸性-酸性为主,含 Ag 铜钼矿床成矿母岩主要为花岗闪长斑岩,含 Ag 较高的金银矿床和铅锌银矿床成矿母岩主要为花岗斑岩。

(3) 地层:控矿断裂构造常穿过不同地层,因为对含矿围岩的层位无明显的选择性。

C 矿床实例:江西冷水坑银矿床

矿床位于江西省贵溪县境内,属斑岩型共生银矿床。矿石平均含 Pb 0.9%, Zn 1.32%, Ag $(24.5 \sim 204.2) \times 10^{-6}$ 。已探明银矿储量达大型规模。矿石中还伴有 Cu、Au、In、Cd 等多种有益组分,均具综合回收价值。

(1) 矿区地质概况。矿床地处北武夷山隆起带浪岗-月凤山火山口西侧,湖石-岭西断裂带中段。矿区出露地层主要为震旦系黑云斜长片麻岩、云母石英片岩及混合花岗岩;石炭系砂页岩;上株罗统鹅湖岭组的一套相变剧烈的陆相酸性火山杂岩,包括有熔结角砾岩、流纹质熔结凝灰岩、流纹岩等多种岩性。区内主构造线方向呈北东向展布,纵贯全区的北东向 F_1 、 F_2 断裂控制了矿区的矿化范围,沿断裂带有大量的火山岩和次火山岩分布。次火山岩体的侵入活动主要发生在燕山中期,侵入体岩性有流纹斑岩、石英斑岩和花岗斑岩等,矿化与花岗斑岩有关。含矿岩体呈岩株状侵入鹅湖岭组下段,出露面积 0.36 km^2 。岩体产状南东侧陡,北西侧缓;岩体内部及边部亦见有震碎现象及爆破角砾岩,显示出隐爆特征。岩石化学成分及同位素地质特征表明次火山岩体与火山杂岩为同源分异产物。

(2) 矿床地质特征。矿体主要产于花岗斑岩体内及岩体接触带附近的火山岩中。矿体呈似层状,透镜状,多成群分布;矿带总体走向北东,倾向北西,倾角 30° 左右,与岩体产状一致。矿体受接触带产状、斑岩内部的冷凝裂隙及火山岩围岩中的北东、北西两组主要断裂破碎带控制。

矿石矿物组分复杂,已知矿物种类达数 10 种,其中金属矿物约 20 余种。根据主要矿物成分及有用元素,含量可将矿石分作五种类型:1)黄铁矿-黄铜矿矿石(铜硫矿石);2)黄铁矿-方铅矿-闪锌矿矿石(包括铅锌矿石和铅锌银矿石);3)铁锰碳酸盐-方铅矿-闪锌矿

-螺状硫银矿矿石(铁锰铅锌矿石);4)磁铁矿-方铅矿-闪锌矿矿石(铁铅锌银矿矿石);5)褐铁矿矿石。

铜硫矿石主要产于含矿斑岩内部(核部及中上部);铅锌矿石产于含矿斑岩内部及内外接触带,以外接触带为主;铅锌银矿石产于矿床的中上部;铁锰铅锌银矿石及铁铅锌银矿石产在含矿岩体前缘及下部外带围岩中,距含矿斑岩体几十米至200 m不等。几类矿石中以铅锌和铅锌银矿石分布最广,约占整个铅锌矿石的90%。

矿床平均含银 61.24×10^{-6} ,但分布极不均匀,可从 $n \times 10^{-6} \sim 4000 \times 10^{-6}$ 。

矿石中银主要以独立矿物形式存在,经鉴定已查出螺状硫银矿、自然银、深红银矿、银黝铜矿、硫银锡矿和银金矿等6种银矿物,其中以螺状硫银矿为主(约占80%以上),其次为自然银、深红银矿和银黝铜矿。螺状硫银矿和自然银多呈不规则粒状、片状和微细脉状产于早期硫化物(如闪锌矿等)的裂隙、解理缝及粒间。深红银矿多呈乳滴状或微细粒状产于方铅矿中;而银黝铜矿和银金矿多见于铜硫矿石中。

矿石中的主要载银矿物为闪锌矿、方铅矿、黄铁矿和黄铜矿,据银矿物的嵌布特征统计表明,闪锌矿和方铅矿与银矿物的关系最为密切,绝大多数银矿物产在这两种矿物中,由于螺状硫银矿(矿石中最重要的银矿物)中的62%是分布在闪锌矿中,使其成为最重要的载银矿物。这与元素相关分析反映出的银分布趋势相吻合。

矿石的结构以半自形-自形粒状结构为主,交代结构、固溶体分离结构、包含结构等也较常见。矿石构造以浸染状和细脉浸染状为主,次为角砾状、条带状和块状构造。

根据矿物共生组合特征及矿石的结构构造关系,可将矿化作用过程分作三个阶段。

由于各矿化元素的地球化学性质不完全一致,同时成矿作用的多期、多阶段性,使本矿床具较明显的分带特征。在水平方向,以含矿斑岩体为中心向外依次出现:铜硫矿化→铅锌矿化→铅锌银矿化→铁锰铅锌银矿化→铁铅锌银矿化;沿垂直方向,自下而上为:铜硫矿化→铅锌矿化→铅锌银矿化。

矿床围岩蚀变作用强烈,以面型蚀变为主(部分产在火山岩围岩中的脉状矿体的围岩蚀变呈线性分布),亦具有一定的分带性,自岩体至围岩依次为:绿泥石化带→绢云母硅化带→碳酸盐化带。围岩蚀变与矿化的关系极为密切,蚀变作用愈强,矿化作用也愈强。一般绿泥石化与铜硫矿化有关,绢云母化、硅化与铅锌银矿化有关,而铁锰碳酸盐化主要伴随着银矿化。在矿床的局部地段,由于受成矿作用的多期多阶段性的影响,导致矿化分带和蚀变分带出现叠加交错现象。

(3)成矿物质来源。冷水坑铅锌银矿床的形成与中生代陆相火山岩浆活动有关,断裂构造与火山活动是控矿的主要因素。而逆掩于火山岩上的老变质岩是成矿斑岩上部的主要围岩,对含矿热液起了屏蔽作用,导致在上接触带附近形成主要工业矿体。成矿物质主要来自深部岩浆,但也有围岩物质加入,成矿作用主要在中温阶段进行,矿液从成矿早期至晚期由弱酸性向弱碱性方向演化,硫离子浓度逐渐降低,CO₂含量逐渐增加。银矿化作用主要发生在成矿作用的中、晚期。

本矿床实例摘自《中国银矿》。

6.4.1.7 变质岩型银矿床

岩石或早期形成的矿床,受到变质作用,改变了它们原来的形状、结构、构造和物质成分,使原来的物质成分发生强烈的改造或活化转移,而富集成矿床。

含银矿床赋矿岩石为一套元古代或太古代变质沉积岩系,主要是 Pb-Zn-Ag 矿化,含 Ag 品位 $(50 \sim 310) \times 10^{-6}$ 。

A 矿床地质特征

(1) 产状与规模:一般似层状、透镜状、脉状,长 50 ~ 200 m,宽 0.7 ~ 13 m,延深 36 ~ 13 m,倾角有水平有缓有陡,一般 $0^{\circ} \sim 80^{\circ}$ 。

(2) 岩石学特征:赋矿岩石主要有绢云母石英片岩、绿泥石石英片岩、白云母大理岩或云母变粒岩。

(3) 矿物学特征:银矿物有辉银矿、自然银、银金矿、深红银矿、辉锑银矿、角银矿、硫铜银矿等;其他金属矿物有方铅矿、闪锌矿、黄铁矿、黄铜矿、磁黄铁矿、毒砂、辉锑矿等;次生矿物有褐铁矿、锰矿、铅铁矾、白铅矿、孔雀石等;脉石矿物有石英、绢云母、炭质、方解石、白云石、绿泥石等。方铅矿、闪锌矿、黄铁矿、磁黄铁矿为银的载体矿物。

(4) 矿石化学成分:Ag 品位一般为 $(50 \sim 310) \times 10^{-6}$, Pb 0.1% ~ 13.16%, Zn 0.1% ~ 12.56%, Au 0.001% ~ 0.01%。

(5) 矿石结构构造:有他形粒状,自形一半自形粒状、结核状、固溶体分离、粒状变晶、交代溶蚀、压碎结构等。构造有浸染状、网脉状、脉状、条带状、角砾状等。

(6) 围岩蚀变:硅化、绢云母化、碳酸盐化,其中以硅化与银矿化关系密切,如果 3 种蚀变叠加在一起银矿化最强。

B 成矿作用与控矿条件

(1) 成矿作用:成矿时代主要是加里东晚期,成矿阶段有沉积成岩期(海底火山喷溢形成细碧-石英角斑岩及其凝灰质沉积岩构成矿源层)、变质热液作用期(主要矿化期,区域变质作用和热变质作用对成矿起主导作用)和表生期(表生风化淋滤作用促使银的次生富集)。

(2) 控矿条件:地槽褶皱带元古代火山-沉积建造;赋矿岩石为泥质碳酸盐沉积岩系,特别是炭质绢云母石英片岩及大理岩;矿体位于断裂挤压带的破碎带中;围岩蚀变的强硅化带及硅化碳酸盐化带矿化最好。

C 矿床实例:河南破山银矿床

河南破山银矿床为河南已发现的唯一大型独立银矿床。矿床位于桐柏山北坡。矿床类型:变质岩型。矿化类型:Ag。伴生组分:Pb、Zn。品位:Ag 278×10^{-6} 。储量规模:大型。

a 区域地质背景

(1) 区域地质特征。矿区位于秦岭褶皱系北秦岭褶皱带二郎坪-刘山岩褶皱束之东段。

区域地层为二郎坪群的一套中浅变质的火山-沉积岩系,呈北西西向带状展布,夹于瓦穴子-鸭河口-明港深断裂带与朱阳关-夏馆-大河深断裂带之间,总厚度达 12000 m,在桐柏北部自下而上划分为歪头山组、大栗树组、张家大庄组、刘山岩组、大河组和孤山头组。其中大栗树组和刘山岩组岩性以火山岩为主,构成变细碧岩-石英角斑岩系;歪头山组、张家大庄组、大河组岩性以变粒岩、角闪片岩、绢云石英片岩为主,夹大理岩透镜体。歪头山组为金银矿床的含矿岩系。

区内岩浆岩十分发育,出露面积达 100 km^2 ,岩石种类繁多,时代延续长。除构成大栗树组、刘山岩组的细碧-石英角斑岩系外,有古生代基性、超基性岩体,加里东至燕山期中酸性

岩体(其中以加里东期桃园黑云母花岗岩体和燕山期梁湾似斑状花岗闪长岩体规模最大),以及各种岩脉。

区域构造线呈北西西向,由一系列线型褶皱和与其并列的压性-压扭性断裂挤压带构成复杂的构造带。矿带处于由歪头山组构成的河前庄背斜的近轴部。破山银矿产于背斜翼部的层间破碎带中。

(2) 赋矿岩性特征。矿带赋存于歪头山组之内。歪头山组划分为上、中、下三个部分,进而又划分上部五个岩性段、中部六个岩性段及下部五个岩性段。各岩性段间为整合接触。主要以变粒岩、绢云石英片岩、斜长角闪片岩与大理岩呈互层、夹层或相变关系出现。在歪头山组上部第二段赋存有破山银矿床,为上含矿层,赋矿岩性主要为黑云变粒岩、绢云石英片岩夹数层炭质绢云石英片岩,矿床产于矿带的偏西侧。而位于矿带偏东侧的银洞坡金矿床赋存于歪头山组中部第二段,为下含矿层,赋矿岩性为绢云石英片岩、炭质绢云石英片岩夹变粒岩。上述两个含矿层在区域上均处于一个大的沉积旋回的近底部,且处于海盆低洼部位。大栗树组分布于矿带南缘,以斜长角闪岩、斜长角闪片岩为主,与下伏歪头山组呈角度不整合接触。其间为变质黑云斜长花岗岩所隔。

(3) 岩浆作用特点。晚元古代海底火山喷溢形成细碧-石英角斑岩系,构成大栗树组和刘山岩组的主体。古生代基性、超基性岩体分布在区域南西部。中酸性岩浆活动从加里东晚期至燕山期均广泛而剧烈,矿带东北部大片出露加里东晚期侵入的黑云斜长花岗岩体,西北端为燕山晚期的产物似斑状花岗闪长岩体。区内还分布有变质黑云斜长花岗岩及各类脉岩(如煌斑岩脉、石英脉、碳酸盐岩细脉)。

(4) 变质作用。区内分布的歪头山组与大栗树组均经受了区域变质作用,变质作用时代相当于加里东早中期。

b 矿床地质特征

(1) 银矿化与构造、岩浆岩、围岩及围岩蚀变的关系。矿区位于河前庄背斜南西翼,呈单斜构造层。岩层走向北西,倾向南西,倾角东缓西陡。主要控矿构造为加里东期西向挤压破碎带。

与成矿有关的岩浆岩主要为燕山晚期的煌斑岩脉。区内的加里东晚期桃园花岗岩体则为成矿的热液作用提供热源,重熔矿源层,对成矿元素进一步活化、迁移和富集提供必要的热动力条件和矿质。

矿区内赋矿岩石为歪头山组上部第二岩性段的炭质绢云石英片岩和细变粒岩,由于炭质具有良好的吸附能力,促使成矿元素的富集。

矿床围岩蚀变程度不同,类型较多,其中以硅化最为强烈,绢云母化和碳酸盐化次之。硅化与银矿化关系密切,硅化强烈地段含矿性好,反之则差。绢云母化常与硅化相伴随,且随硅化的强弱而相应变化,两种蚀变均强时,矿化程度更高。碳酸盐化一般叠加在硅化、绢云母化之上,或与硅化相伴随,早期含有矿化,晚期不含矿。以硅化为主、伴有绢云母化及碳酸盐化的蚀变带与矿体紧密伴随,蚀变程度为近矿强、远矿弱,并与构造破碎带分布一致。

(2) 矿化特征。

1) 矿体特征。从矿体分布特点看,矿体中部厚,周边薄,纵横方向均有膨缩变化;矿体呈似层状、脉状及凸透状,沿走向及倾向出现分支复合与尖灭再现的现象。矿体形态、产状,主要受层间断裂和破碎带的控制及岩性制约。

2) 矿石特征。矿石工业类型有3种:银矿石,银含量达 120×10^{-6} 以上,主要为氧化矿石;银铅锌矿石,银、铅、锌均达到工业要求,主要分布在较深部矿体中;含银的铅锌矿石,铅、锌均达到工业要求,银含量在 $(50 \sim 120) \times 10^{-6}$ 之间,分布在 A_{10} 矿体内。

矿石结构:主要有银、金矿物散布于石英与其他金属矿物中的他形微粒结构;黄铁矿、方铅矿、银矿物形成的自形、半自形结构;辉银矿沿方铅矿周围结晶形成的结状结构;辉银矿在方铅矿中或黄铜矿在闪锌矿中呈乳滴状分布的固溶体分离结构以及粒状变晶结构、变余砂状结构、交代熔蚀结构、压碎结构等。

矿石构造:有自然银及金属硫化物浸染于围岩中的浸染状构造;含自然银及金属硫化物的石英细脉或石英、碳酸盐细脉沿围岩微裂隙充填的网脉状构造以及脉状、角砾状、条带状构造等;氧化矿石有蜂窝状、土状、皮壳状等构造。

矿石的化学成分:矿床主元素为银,伴生有铅、锌、金、硫、镉等,均可回收利用。其中工业矿石银平均含量为 287×10^{-6} 。主要矿体的铅锌平均品位 (Pb 0.6% ~ 3.48%, Zn 1% ~ 4.36%) 已达到或接近工业品位,构成中型铅锌矿床。镉的平均品位为 0.013%, 已达到工业要求。金的平均品位为 0.46×10^{-6} 。

矿物特征:矿石中主要金属矿物与脉石矿物的成分都较简单,其中金属矿物总量占 10% 左右。金属矿物中银矿物主要有辉银矿和自然银,其他金属矿物有方铅矿、闪锌矿、黄铁矿、褐铁矿、铅铁矾、黄铜矿、磁黄铁矿、赤铁矿等。脉石矿物以石英为主,占矿石总量 80% 左右,其次为绢云母、炭质、方解石、白云母、绿泥石等。

形成矿石的主要成矿热液作用期的矿物生成顺序为:磁黄铁矿→黄铁矿→闪锌矿、黄铜矿→方铅矿、辉锑银矿、深红银矿、辉银矿、自然银。

3) 矿化分带与成矿阶段。矿床的成生、演化具有多阶段或多期性,基本上可划分为五个阶段:

第一阶段是晚元古代沉积成岩作用期,相当于同生阶段。初步浓集了一定含量的成矿元素,构成矿源层,为成矿奠定了基础。

第二阶段是加里东早中期的区域动力变质及其热液作用期。由变质分异作用产生的变质热液促使成矿元素进一步浓集,形成矿化异常。

第三阶段为加里东晚期含矿热液作用期,也是区内主要成矿作用期。含矿热液沿早中期形成的断裂破碎带及片理的裂隙、节理充填交代,成矿温度属中低温,银含量达到工业品位,铅、锌含量多数接近或达到工业品位,并在矿体前缘及两侧形成明显的地球化学异常,近矿围岩具有硅化等热液蚀变。

第四阶段为燕山晚期或稍后的热液矿化作用期。其分布有局限性,矿体中有煌斑岩脉穿插的地段,主要由于热变质的影响,促使成矿元素的活化迁移,再次富集沉淀,表现为局部煌斑岩脉内有含铅锌矿的细脉沿裂隙充填。

第五阶段为表生风化淋滤作用期。对已形成的矿床有较大的影响,风化淋滤使浅部矿体发生次生富集。在矿区地表形成 Ag 、 Pb 元素的土壤地球化学异常和水系沉积物异常。

(3) 成矿时代与成因。破山银矿主要成矿作用的形成时代为加里东晚期。矿物测温结果表明主要成矿期的温度在 $275 \sim 225^{\circ}\text{C}$ 之间,属中等温度。

矿石铅同位素组成特征说明,铅可能来自古老的下部地壳或上地幔。硫同位素组成特征是接近陨硫,矿石硫与围岩硫同源。

矿物包裹体以液相为主,气液比值一般为 10% ~ 25%,个别含液相 CO₂ 的包裹体。未发现 NaCl 等盐类子晶,表明成矿溶液的盐度不高,包裹体中的 pH 值为 6.62 ~ 7.38。成矿溶液属中性环境。

因此,破山银矿床是在多种地质作用下,银在矿源层范围内经多次富集和叠加形成的,矿床成因属层控火山—沉积—变质热液矿床。

本矿床实例摘自《中国银矿》。

6.4.1.8 沉积岩型银矿床

沉积岩型银矿床是各种沉积作用形成的矿床。一般是指那些沉积阶段或成岩阶段使一些金属元素聚集成高含量层或成为具有一定工业价值的矿体,也包括那些沉积作用提供了主要金属来源,经后期构造与热液作用(改造热液来源于热雨水、天水、变质水和海水)的叠加,使这些金属活化并进一步富集成矿而形成矿床。沉积矿床与沉积岩层整合,有一定的层位。一定的沉积矿床与一定的岩石建造相联系。该类型矿床一般为层状或大的透镜状,矿床规模大小不等,矿层厚度从几厘米到数百米。这类矿床分布范围广,储量大。矿床(点)多,矿化强度不够均一,以中—低品位为主,控矿因素简单(以地层和岩相为控矿的主要因素),矿的组成比较简单,成矿温度偏低(小于 200℃)。矿质以就地来源为主,不排除少部分深部物质的加入。

该类型矿床根据成矿环境和容矿岩型分为碳酸盐型(主要形成 PbZnAg(多金属)矿床)、砂岩型(主要形成 Cu(Ag)矿床)、黑色页岩型(主要形成钒、银矿床),其中以碳酸盐型 PbZnAg 矿床分布最广。

A 矿床地质特征

(1) 产状及规模见表 6-26。

表 6-26 沉积岩型银矿床产状及规模

亚 类	特 点					
	赋矿层位	含矿岩系	矿化组合	矿体形态	产状规模	品位、储量
碳酸盐岩型	主要赋存在泥盆系地层,少数为石炭、二叠系,个别在震旦系地层	陆相或浅海相白云岩、石灰岩、不纯碳酸盐岩;浅海相泥岩粉砂岩、含碳酸盐质细碎屑岩	Pb - Zn - Ag 为主,也有 Zn - Ag, Pb - Zn - Cu - Ag, Cu (Pb, Zn) - Ag	以层状、似层状为主,也有透镜状、鞍状、扁豆状、囊状,穿层	长 3000 m,宽 200 ~ 300 m,厚几米,斜深 150 ~ 300 m,最大延深 750 m。中—大型	品位偏低,储量较大
砂岩型	白垩系二叠至第三系地层	砂岩、粉砂岩、砾岩泥岩	Cu - Ag	层状、透镜状,似层状串珠状、蝌蚪状	长 50 ~ 7000 m,宽 20 ~ 1400 m,厚 0.32 ~ 1.58 m	(10 ~ 500) × 10 ⁻⁶ ,储量有高有低
黑色页岩型	主要为上震旦统、下寒武统	黑色碳质页岩、黑色含磷结核以及含磷、钒硅质岩、碳酸盐岩	V - Mo - Ag, V - Ag	层状	不均一。长 700 ~ 2000 m,宽 300 ~ 770 m,厚 0.99 ~ 3.00 m	(3 ~ 41) × 10 ⁻⁶

(2) 矿物学特征见表 6-27。

表 6-27 沉积岩型银矿床矿物学特征

亚 类	矿 物 成 分			
	银矿物	载银矿物	其他金属矿物	脉石矿物
碳酸盐岩型	自然银、辉银矿、含铜螺状辉银矿、银黝铜矿、硫银锑铅矿、深(淡)红银矿、硫锑银矿、柱硫锑铜银矿、黝锑银矿、脆银矿、汞银矿、辉砷银矿、银锑黝铜矿、含银脆硫铜矿、含铜自然银、含银硫锑铜矿	方铅矿、闪锌矿、黄铜矿、黝铜矿、白铅矿、铅矾、菱锌矿、黄铁矿、车轮矿	磁铁矿、毒砂、磁黄铁矿、斑铜矿、铜蓝、赤铜矿、蓝辉铜矿、砷镍矿、硫锑铜矿、脆硫锑铅矿、辉锑矿、硫锑铅矿、辉硫砷铅矿、辉硫锑铅矿、斜辉锑铅矿、红锑镍矿、黄铁矿、水胆矾、软锰矿、硬锰矿等	石英、白云石、重晶石、方解石、绢云母、钾长石、钠长石、萤石、电气石、绿泥石、透闪石、绿帘石、方柱石、炭质
砂岩型	自然银、硫铜银矿、辉银矿、螺状硫银矿、硫砷铜银矿、硒铜银矿、辉硒银矿、硫铜银矿、含银胶体	黄铜矿、黝铜矿、辉铜矿、方铅矿、蓝铜矿、斑铜矿、赤铁矿	赤铜矿、水胆矾、自然铜、铜蓝、硅孔雀石、毒砂、黄铁矿、磁铁矿、蓝硒铜矿、红硒铜矿、硒铅矿、硒铜矿、方铅矿、闪锌矿、白钨矿	石英、长石、黏土矿物、云母、绿泥石、方解石、透辉石
黑色页岩型	硒铜矿、辉银矿、螺状硫银矿、硫银锑矿变种、自然银、辉硒银矿	黄铁矿、重晶石	含砷水云母胶磷矿	水云母、白云母、石英、玉髓、蒙脱石、方解石、重晶石、石膏、地沥青、炭质

(3) 矿石化学成分特点见表 6-28。

表 6-28 矿石化学成分特点

亚 类	$w(\text{Ag})/10^{-6}$	相 关 性
碳酸盐型	35 ~ 150	Ag 矿化与 Pb、Zn 矿化正相关
砂岩型	含 Ag 极不均匀,一般 20 ~ 70	Ag 矿化与 Cu 矿化正相关
黑色页岩型	100 ~ 140	Ag 与 V、Se、Au、K、Al 正相关;与 Ca、Mg 负相关

(4) 矿石结构构造见表 6-29。

表 6-29 矿石结构构造

同生沉积阶段		后期改造阶段	
结 构	构 造	结 构	构 造
草莓状、显微球粒、斑点状、环带、鲕状、胶结、结状、自形一半自形粒状、半自形—他形粒状	条带状—条纹状、层状—纹层状、浸染状、瘤状、薄膜状	乳浊状、皮壳状、同心环状、交代溶蚀碎裂、斑状、交代文象、交代骸晶、叶片状、连生、揉皱	块状、角砾状、斑杂状、细脉浸染状、网脉状、脉状似条带状、板片状、环边

(5) 围岩蚀变。沉积改造型银铅锌矿床围岩蚀变较弱,蚀变类型较简单,以弱硅化、碳酸盐化为主,次为黄铁矿化,重晶石化、白云石化、绿泥石化。具多期性:早中期以硅化、碳酸盐化为主,晚期碳酸盐化伴随有硅化、绿泥石化、白云石化、绢云母化、泥化等;中低温热液蚀变对银的富集、叠加有较大作用,银矿化主要形成蚀变作用的中晚期。

砂岩型及黑色页岩型围岩蚀变均很弱,黑色页岩型仅在局部出现弱的黄铁矿化。

B 成矿作用及控矿条件

a 成矿作用

(1) 碳酸盐型。该类型成矿机制比较复杂,成矿周期比较长。有两个阶段:一是沉积成矿阶段;二是沉积改造阶段。

沉积成矿阶段:由于风化作用解离出来的 Pb、Zn、Ag 等有用元素呈离子或质点状存在于胶体溶液中,以有机络合物、无机盐或微碎屑形式随着载体溶液运移至理想的洼地或盆地中;同时由于生物化学作用,促使矿化元素得以富集。由于有机络合作用和有机萃取作用,也可使沿断裂或层间薄弱部位运移携带的 Pb、Zn、Ag 等金属的深层热水溶液中的 Ag 等物质沉淀成矿或进一步迁移聚集。由于深层高矿化热水溶液的运移和固结成岩作用反复交替进行,断裂活动的继承性和多发性,加强了矿化热液的运移,甚至可使深层水循断裂故道形成毛吸与泵取作用,加速了矿化作用的进行。随着沉积厚度加大,埋深增加,地热梯度加大,温度升高,压力加大,使矿物的结构水、吸附水释出,岩石的孔隙水和间隙水更加浓缩,盐度增高,Eh 值降低,促进其向低盐度、低温、低压的空间聚集,同时不断萃取周围的 Ag、Pb、Zn 矿化元素,向有利的储矿空间—断裂构造或层间滑运构造发育的部位运移,成矿。

沉积改造阶段:构造营力使矿源层中的矿质进一步活化,转移汇聚在不同的物理化学环境下,形成垂直方向上上部富 Pb、Zn、Ag,下部富硫铁矿的分带特点;热液叠加作用是指含矿热(卤)水溶液与岩浆侵入所带来的岩浆热液叠加作用。岩浆侵入作用所挟带的含矿热(卤)水溶液,其中的 Cu、Pb、Zn、Ag 等矿质叠加在原始沉积—成岩阶段之上,或是岩浆侵入的热力作用使矿质活化、叠加,进一步富集。并导致了不同强度、不同类型蚀变作用,使矿床自岩体向外具有矿化分带现象,Ag 矿化多发生在外接触带矿化之外的 Pb、Zn 多金属矿化带。

(2) 砂岩型。该类型矿床赋存于一套在早白垩世由氧化环境中形成的河流—三角洲—部分滨湖相的含 Cu 砂泥岩建造中。红层盆地附近古陆提供了 Cu 的物质来源。与岩浆活动有关热液热源,或其他的热水溶液作用,导致了热的扩散与流动,促使砂泥岩中 Cu、Ag 活化、迁移,以及热液带来的 Ag 在适宜部位沉淀。不可忽视构造运动也是后期对矿体进行改造并使 Ag 富化的重要因素之一。

(3) 黑色页岩型。其成矿地质环境为碳酸盐台地上潮间带中的沼坪相与灰泥坪相相间的古地理环境中;矿化物质来源于附近的古陆,有利于细菌等生物聚集与分解的低还原和弱碱性的环境;富含吸附力强的有机质和黏土;有流经潮坪带而不断补给 V、Ag 矿质的上升洋流或海底火山作用;或者有潮上带或其他来源形成的对金属具高溶解度的热卤水。矿体形成于沉积阶段,富化于成岩阶段。不要忽视构造对矿化富集也有一定的作用。

b 控矿条件

(1) 地层。碳酸盐型矿床在不同的构造单元,赋矿层位不尽相同。一般来说赋存于石炭系、泥盆系、二叠系、第三系的碎屑岩、碳酸盐岩当中,矿体多赋存于碎屑岩向碳酸盐岩过渡的有利部位——由海进序列向海退过渡部位。

砂岩型矿床均赋存在一套陆相碎屑沉积建造中,赋矿层位为白垩系或侏罗系砂砾岩、砾岩与砂岩中。

黑色页岩型矿床,主要产在古海盆边缘潮坪相岩系中,赋矿层位主要为震旦系和下寒武统,含矿岩系是以黑色炭质页岩、黑色泥岩、杂色砂页岩、黑色含磷结核以及含磷、砷的硅质

页岩、碳酸盐岩构成的含磷建造。

(2) 岩相。碳酸盐型矿床:岩相控矿明显,碳酸盐矿床产于灰岩与千枚岩两种岩性交接部位,往往是储矿的有利空间。碳酸盐型 PbZnAg 矿为海底热液沉积成矿,而又非岩浆热液的产物。生物礁控制着矿体的分布,特别是礁的断陷盆地是有利于成矿古地理环境。产于千枚岩与碳酸盐岩之间过渡部位的礁灰岩或硅质碳酸盐岩是 PbZnAg 矿体存在的重要标志。

砂岩型矿床:银矿化往往在含砾砂岩、砂岩与含炭粉砂质泥岩岩相中富集。该类型铜(银)矿床含铜层位中常发育有单向斜层理和楔状层理,是这种矿床的重要标志。

黑色页岩型矿床:银钒岩系是由潮间带的沼坪相及灰泥坪相所组成。沼坪相岩性特点是黑色页状泥岩夹白云石岩纹层,含石膏假晶,板片状重晶石沉淀晶,黄铁矿及炭质;灰泥坪相为泥晶云岩,具纹层微波层理,类鸟眼构造及迭层石等生物遗迹。

(3) 构造。不同岩性的界面、褶皱轴部、背斜转折端、倒转背斜倾向由缓变陡部位,特别是基底断裂交汇处,大断裂两侧的次一级断裂带往往是控制共伴生 Ag 矿分布的有利部位。容矿构造往往是次级断裂与层间滑动断裂或裂隙以及层间破碎带。而黑色页岩型矿床,矿体产出部位受构造影响很小,仅表现在对矿床、矿带被断裂错动、推移。

(4) 岩浆活动。岩浆侵入对该类型矿床银的成矿作用不大,仅对个别矿床(如曲江大宝山)起到热液叠加富化的作用。

C 矿床实例:陕西银洞子铅多金属银矿床

陕西银洞子铅多金属银矿床位于陕西省柞水县小岭乡。矿床类型:沉积岩型;矿化类型:Pb-(Zn-Cu)-Ag。矿床品位:Ag 107.03×10^{-6} , Pb 2.29%, Zn 0.81%, Cu 0.56%; 银储量规模:大型。

a 区域地质背景

(1) 大地构造位置及地质构造演化。本矿床在大地构造上位于秦岭地槽北部海西褶皱带。在漫长的地史发展和演化过程中,南北两大断裂既提供了成矿物质(据 $\delta^{34}\text{S}$ 数据,具有深源的特征),同时又控制本区古地理形态的发生和发展,为成矿物质的堆积创造了有利的沉积环境。褶皱形成之后,沿两大断裂仍有大量岩浆活动,对已形成的矿床或矿源层进行改造,使成矿物质发生迁移和富集作用,并继续提供新的成矿物质,造成了本区成矿的特殊条件。

(2) 赋矿岩性特征。矿床内出露的地层为中泥盆统大西沟组第二段之中上部,组成地层的岩石以千枚岩、板状千枚岩为主,碳酸盐岩次之,变细砂岩和硫酸盐岩少见。为一套浅海泥质-碳酸盐岩建造,经区域浅变质作用,而形成由千枚岩、粉砂质千枚岩、钙质或铁白云质千枚岩、结晶灰岩、菱铁千枚岩等相互间形成韵律状薄层或条带状岩石组合,近矿或含矿围岩主要为含微量炭质的千枚岩、钙质千枚岩夹结晶灰岩或含铁白云岩条带。

中泥盆统大西沟组第二段中上部是矿床的主要赋矿层,可分三层:

1) 底部为含炭千枚岩层,主要由深灰—黑灰色含绿泥绢云千枚岩、含炭钙质千枚岩和少量结晶灰岩、菱铁白云岩、菱铁矿组成,局部地段赋存透镜状一层状银铅矿体和菱铁矿体;

2) 中部为千枚岩夹碳酸盐岩层,主要为含铁白云质绿泥绢云千枚岩、含绿泥绢云千枚岩夹少量铁白云质绢云结晶灰岩、重晶石岩、似碧玉岩、钠长岩,层内金属硫化物广布,是主矿体的赋存层位,并且沿其倾向上逐步出现以铅为主过渡到以铜为主的矿体;

3) 上部为绢云母结晶灰岩夹千枚岩层,在含炭千枚岩和绢云结晶灰岩相互过渡处,形

成了铅矿体(层)。

总之,各层岩相变化显著,尤其中泥盆统大西沟组第二段中、上部含矿层的岩相变化控制了矿床内矿化的分带性和多层性,含矿层处在由泥质沉积向碳酸盐沉积的过渡部位,在含矿层下部的泥质地层中,当铁镁碳酸盐增多时出现菱铁矿,当重晶石、似碧玉岩或钠长岩增多时出现铜或铜银矿,当有机质、钙质及重晶石增多时出现铅(锌)或银铅矿。

(3) 岩浆作用特点。该区岩浆活动较强烈,沿东西向大断裂组成两个岩带,即北带有基性—超基性杂岩(秦王山岩体)、黑云母花岗岩及斑状角闪黑云母花岗岩(九华山岩基),南带分布有一系列基性—酸性小侵入体。该区虽岩浆活动较强,但对成矿无明显的作用,仅表现出有热力作用,但并无岩浆等热液成分的加入;脉岩分布有花岗伟晶岩、石英斑岩、花岗斑岩、煌斑岩、粗玄岩、辉绿岩、石英钠长岩等,其中石英钠长岩可能是区域变质之产物。这些脉岩中除花岗伟晶岩中有水晶形成外,其他均未发现与矿化有关。

(4) 变质作用。本区变质作用较弱,仅显示出低级的区域性变质作用,形成了千枚岩、粉砂质千枚岩、绿泥石绢云母千枚岩等,而远离矿区外围中酸性小岩体与围岩接触部位发生有热力变质作用,产生角岩化。

b 矿床地质特征

(1) 银矿化与构造、岩浆岩、围岩及围岩蚀变的关系。目前从地表看不出岩浆岩与矿体有明显关系。据有些研究者认为可能是银矿化最富集处有同生断裂,或有深水洼地;蚀变主要呈线性蚀变,分布于矿体附近。银矿化与铁碳酸盐化关系密切,银硫化物矿体常过渡为菱铁矿体。

(2) 矿化特征。

1) 矿体:银洞子银铅矿床共圈出矿体 16 个。13 号矿体为银、铜、铅、锌综合矿体,规模较大,连续性较好。此外还有 8 个铅锌矿体,4 个铜矿体和 3 个铁矿体。矿体规模最小者长 110 ~ 350 m,平均厚 1.09 ~ 1.85 m,斜深 246 ~ 405 m,最大矿体长 1900 m,平均厚 2.24 ~ 6.04 m,斜深 245 ~ 1143 m;矿体形态为层状、似层状。13 号矿体产状倾向北北东,倾角 30° ~ 45°,其他矿体的产状与围岩基本一致。

2) 矿石:矿石可划分为 3 种工业类型:银矿石、铅矿石和铜矿石。银矿石:包括含铅银矿石,含 $\text{Ag} (40 \sim 420) \times 10^{-6}$;含铜银矿石,含银 0.1% ~ 3%;银矿石,含 $\text{Ag} (44.5 \sim 444) \times 10^{-6}$ 。铅矿石:含 $\text{Ag} 40.43 \times 10^{-6}$ 。铜矿石:含 $\text{Ag} (10 \sim 74) \times 10^{-6}$ 。

3) 矿物:金属矿物有方铅矿、黄铜矿、闪锌矿、黄铁矿、磁铁矿、菱铁矿、黝铜矿、磁黄铁矿等;脉石矿物有重晶石、钠长石、含铁方解石、石英、碧玉、铁白云石。

4) 矿化分带与成矿阶段:该矿床从其元素组合特点来看,明显地具有纵向和横向的空间分带性。

(3) 成矿时代与成因。

1) 硫同位素特征:具有海水硫的特征。

2) 由铅同位素年龄表明,成矿时代与围岩是一致的,即成矿时代为中泥盆世。

3) 从物质组分来看,有人认为,该矿床物质来源有可能与红海卤水沉积物的来源相关。

4) 成矿温度:该矿床成矿温度目前有两组数据,一组为 305.8 ~ 331.7℃ (均一法),硫同位素平衡温度为 326 ~ 361℃ (据涂光炽);另一组为 178 ~ 296℃ 之间,其硫同位素平衡温度为 303℃ (据高元龙)。该矿床的成矿温度总的可以认为属于中偏高温。

综上所述,表明沉积作用是本矿床形成的主导因素,但区域变质渗透也是不可忽视的一种

作用,并对矿床具有一定的改造作用,致使矿床既有沉积特征又具有热液特征的外貌,但毕竟对矿床的形成不占主导地位,中国人民解放军 00534 部队认为成矿时代为中泥盆世,成因类型为受变质的沉积矿床。涂光炽认为矿床的成因为沉积-轻微改造银矿床,可见两种认识基本上是相同的。

本矿床实例摘自《中国银矿》。

6.4.1.9 铁锰帽型银矿床

铁锰帽型银矿是一种含银的铁锰风化壳,它产在硫化矿床的氧化带或是独立于硫化矿床之外的富含银的氧化矿体。

矿化类型因氧化带发育程度不同而不同。根据表生主要金属元素可将分成铁帽型、锰帽型以及铁锰帽型。根据其他有益金属元素组合,可分为 Au-Ag 型、Pb-Zn-Ag 型、多金属-Ag 型、Fe-多金属-Ag 型、Mn-多金属-Ag 型、Pb-Zn-Au-Ag 型、Fe-Mn-多金属-Ag 型、Sn-Ag 型、Sn-Cu-Pb-Ag 型等。银的产出状态一般都是共伴生。

A 矿床地质特征

a 产状及规模

根据矿体产出形态特征,主要可分为壳型、线型、接触型(见表 6-30)。

表 6-30 产状及规模

类 型	产 状	规 模
壳型	呈面状展布,矿体边界不规则,下界面形态复杂	有大有小,多数矿化规模较大。小的方圆十余米,厚几十米;大的方圆几百到千余米,厚度十余米至几十米
线型	呈裂隙展布,呈脉状延伸	沿走向延伸数百米,沿纵向延伸几十米,个别上百米至千余米
接触型	受岩性间接触部位控制,有囊状、透镜状、填隙状	沿岩石界面分布,矿体两侧岩石岩性相同则矿体规模较小,如果矿体两侧岩石岩性不同可形成中型或大型

根据风化作用后的成矿方式,可分为经过机械搬运过程和就地成矿两种类型。

铁锰帽型银矿床多数出露于地表,但也有些因形成年代久远,埋藏于近代沉积物之下,成为隐伏矿体,但一般埋藏较浅。

b 矿物学特征

铁锰帽型银矿床以氧化物、氢氧化物、硫酸盐和碳酸盐矿物为主,也有少量砷酸盐、亚砷酸盐、钒酸盐、钼酸盐、铋酸盐、硅酸盐以及钨、铬、铀酸盐矿物及卤化物和自然元素矿物。非金属矿物多为原生带中的稳定组分和一些新生矿物,以石英和各种 SiO₂ 的同质多相变体为最多,见表 6-31。

表 6-31 矿物学特征

银 矿 物	金 属 矿 物	脉 石 矿 物
自然银、银金矿、金银矿、辉银矿、螺状硫银矿、黝锑银矿、硫锑银矿、硫锑铜银矿、角银矿、硫金银矿、硫银金矿、马硫铜银矿、辉铜银矿、铜银黝铜矿、辉锑银矿、硫银铋矿、辉铋银矿	铁帽型:褐铁矿、赤铁矿、水赤铁矿、白铅矿、铅矾、砷铅矿、铅铁矾、菱锌矿、含铅锰土 锰帽型:软锰矿、硬锰矿、铁锰土、铅硬锰矿、含锰针铁矿;褐锰矿、水锰矿、黝锰矿、黑锰矿、黑锌锰矿、锰胶 还有少量异极矿、块黑铅矿、孔雀石、硅孔雀石、方铅矿、闪锌矿、黄铁矿、黄铜矿、斑铜矿、铜蓝、磁黄铁矿、毒砂、辉铜矿、自然金、自然铜、自然硫等	方解石、白云石、石英、黏土矿物、玉髓、白云母、水云母、含锰方解石、石膏、重晶石

不同矿床银矿物种类差别较大。银矿物种类因载体矿物不同而似有所异。随着氧化程度的加深,矿物种类由复杂硫化物、硫盐、复硫盐向银的简单硫化物、化合物或自然元素演变,对于同一种自始至终都易出现的银矿物来说(为银黝铜矿、辉银矿—螺状硫银矿)自早而晚,银的含量也由较低向较高演化。

银矿物粒度较小,多数在 0.02 ~ 0.01 mm。

c 矿石化学成分

因矿化组合类型和矿物成分不同有较明显的差别。据原华东地质科学研究所对长江中下游 9 个铁帽研究表明,以黄铁矿矿床铁帽和铅锌矿床铁帽含 Ag 最高。铁帽中富含 As、Ti、Ni、Co、V、Cu 等元素,往往与金矿化有关;富含 Ba、Mn、Sr、Pb、Zn、Hg、Sb、Bi 等元素常与银矿化有关。

氧化作用可以使 Ag、Au 等贵金属得到进一步富集,不少矿床的氧化带中 Au、Ag 含量超过原生带。外生作用下银富化比率可达到 2 ~ 6 倍。Au 的富化比率可达到 6 ~ 20 倍。

各种铁帽各级银含量(光谱分析)见表 6-32。

表 6-32 各种铁帽各级银含量(光谱分析)等级中样品个数所占百分率 (%)

铁帽类型	量级 /10 ⁻⁶						样品数
	>0.01	1000	100	10	1	0	
铜矿床铁帽				20	50	30	20
含铜黄铁矿床铁帽				20	10	70	10
黄铁矿矿床铁帽					21	79	14
					5	95	20
						100	14
含 Au 黄铁矿矿床铁帽		5	40			55	20
含 PbZn 的铜矿床铁帽				25	65	10	20
铅锌矿矿床铁帽			27	9	9	55	11
			5	60	35		20

注:表中数字为各含量等级中样品个数所占百分率(原华东地质科学研究所)。

d 矿石结构构造

由于铁锰帽型银矿形成的物化条件的多样性,导致了矿石结构构造的复杂性。铁锰帽中矿石结构、构造特点往往能够反映后生成矿过程和部分内生矿化特点,成为找原生矿的重要标志之一。矿石的结构特征往往能反映出矿体的形成条件和堆积机理。常见有粒状、变粒状、碎屑状、胶状及隐晶结构、放射状和环带状结构等,有时可见放射球粒结构,交代残余结构,假象结构、包含结构以及针状、毛发状结构等构造有多孔状、疏松状、土状、粉末状、壳状、胶状构造,也存在与原生矿石相同的条带状、角砾状、网脉状及微密块状构造。

B 成矿作用及控矿条件

a 成矿作用

铁锰帽型银矿的形成就是通过氧化作用使分散的物质得以聚集,使原矿中含银硫化物分解后重新沉淀。由于氧化过程所发生的氧化、水解、水化以及溶解和沉淀作用。随着氧化程度的加深,最终完全转化成氧化产物。由于氧化作用进程受多种因素制约硫化矿体矿化

的不均一性以及矿体剖面中不同部位氧化还原电位与酸、碱度的差异,使矿体的氧化强度变得参差不齐,氧化带界面也很不规则,氧化带的组分也变得异常复杂。

矿物的电位值在多变的复杂的氧化环境中也会有某些改变,矿物的电位差是影响矿物氧化和溶解度的重要因素。

在氧化作用强烈、氧化带发育完善的地区,是微细粒分散状态存在于某些硫化物或某些物质中的 Ag 元素,经氧化和溶解作用而分解出来,以不同组合方式(络合物、螯合物以及呈其他形式的阴离子团)运转,在适宜的位置和地化环境中还原、沉淀、聚集。由于氧化淋滤作用,Ag 往往在氧化带的中部及上部地段聚集,形成富氧化矿石亚带。由于富含铁质和锰质的疏松物质在氧化带上部极其丰富,它们对 Ag 具有强烈的吸附作用,也使 Ag 得到富集。稳定的潜水面和惰性围岩与脉石矿物以及不利于 Ag 转移的条件是形成富 Ag 铁锰帽 Ag 矿的有利因素。

铁锰帽型银矿床无论在横向、纵向、轴向矿化分带明显。

中国铁锰帽型银矿床大部分形成于燕山期,部分形成于喜山后期。

b 主要控矿条件

矿体可赋存各种地层中,较常见的围岩为碳硫盐岩,特别是那些浅海—滨海的碳酸盐建造。风化作用对围岩的选择是严格的。这主要决定于围岩岩性。围岩的透水性最佳的砂质岩石或孔隙度较高的岩体,天水极易以极其容易的方式进入到潜水面以上的矿体的任何部位,形成形态较规则的矿体;围岩为透水性很差的泥质板岩、角岩,不利于水的渗透和氧化作用形成,仅能在局部形成少许氧化矿体;若渗透性介于上述两种情况之间,易被氧化且可形成容矿空间,如喀斯特溶洞,形成填隙型银矿体;若矿体上部围岩是透水性好,成分复杂的脉岩或斑岩类,也是形成氧化矿的有利条件。

矽卡岩型或火山岩型铜矿床、黄铁矿床、铅锌矿床在氧的作用中可形成规模可观的铁锰帽型银矿床。与火山岩和次火山岩有关的含银矿床,与岩浆作用有关的含银铜镍矿床,与岩浆热液有关的脉状硫化矿床,均可由表生作用使银分解富集,形成铁帽型银矿。

区域次一级构造、断裂、陡倾斜构造破碎带、层间破碎带、不同岩石界面和较深的地下水位为银的次生富集提供了有利场所。

脉石矿物种类和围岩成分对银的分解,迁移和沉淀作用有直接影响。表生作用所产生的大量有机质、氢氧化物、黏土质铁锰土和褐铁矿等能大量吸附银,有助于银在铁锰帽中富集。

地形条件也对矿体形态产生直接影响,准平原地区,地势平缓,风化产物易于保留,可使氧化分解作用向纵深发展而形成稳定规模较大的矿床。

炎热干旱或温热潮湿区域,也是利于该类型银矿床的形成。

C 矿床实例:阳新银山铅锌银矿床

阳新银山铅锌银矿床位于湖北省阳新县。矿床类型:铁锰帽型;矿化类型:Pb—Zn—Ag 型;伴生组分: Au。品位: Ag 86.582×10^{-6} , Pb 1.696%, Zn 4.213%, Au 0.402×10^{-6} 。银的储量规模,中型;金储量规模,小型。

a 区域地质背景

银山矿区位于银山断裂带东端南侧,殷祖复式背斜东段黄姑山—犀牛山倒转背斜的南翼,矿体赋存在次一级褶皱——邢家湾向斜的北翼。

(1) 地层:矿区出露地层最老为中—上寒武统白云岩,最新为三叠系下统大冶群,其中以二叠系下统栖霞组和茅口组最为发育,次为中石炭统黄龙群。

(2) 构造:矿区的构造线主要沿 NWW—SEE 方向展布。区内褶皱简单,只有邢家湾向斜,但断层却纵横交错,十分复杂,大致可分为两组:一组为走向近东西或北西西—南东东向延伸的纵断层;另一组为走向北北东—南南西向的横断层。纵断层形成的时间较早,有多期活动的特征,是本矿区的导矿和储矿构造;横断层除个别形成时间同纵断层外,一般都较晚,对矿体起破坏作用。

(3) 岩浆岩:为小岩体(花岗闪长斑岩和花岗闪长斑岩)和岩脉(石英闪长斑岩和闪长玢岩),其中闪长玢岩与矿化有一定的成因联系。

(4) 围岩蚀变:有大理岩化、黄铁矿化、角岩化、铁锰矿化、碳酸盐化、石英绢云母化、高岭土化、绿泥石化及蛇纹石化、滑石化、硅灰石化。其中黄铁矿化与铅、锌矿化关系密切,大理岩化、铁锰矿化可作为找矿标志。

b 矿床特征

(1) 矿体:矿区内矿体露头均为含铅锌的铁锰帽,地表已圈定 5 个矿体,其中 I 号矿体规模最大,占储量的 95%。I 号矿体走向 $300^{\circ} \sim 310^{\circ}$,倾向 $210^{\circ} \sim 220^{\circ}$,倾角上缓下陡($8^{\circ} \sim 65^{\circ}$)。矿体赋存于破碎带中,其顶板为 F_3 ,底板为 F_1 ,围岩为砂页岩和灰岩,破碎强烈。矿体长 1300 m,倾斜延深约 130 ~ 170 m,矿体在走向上呈藕节形的似层状,在剖面上呈透镜状,深部呈楔形或分叉尖灭,沿倾向及走向有明显的膨缩现象和分支复合或分叉尖灭。矿体厚度变化大(最大厚度 40.89 m,最小小于 5 m)。银主要富集在矿体的中部偏上的位置,向下部品位逐步降低。

整个矿体矿化连续性较好,但分布不均匀。Ag 在矿体内均存在,但含量变化大。

(2) 矿石:本区矿石全部为氧化矿,氧化率可达 90% 以上。按主要元素含量可将矿石划分为四种类型:1) 氧化铁锰铅锌矿石(占 13%);2) 氧化铅锌矿石(占 60%);3) 氧化铅矿石(占 20%);4) 氧化锌矿石(占 7%)。银与铅呈正相关。

矿石中主要有益组分为铅、锌、银,此外还伴生有金、镉等。

矿石的结构主要为微晶及隐晶结构,其次为花岗变晶、交代残余、胶状及压碎结构等。矿石构造有凝胶状、环状、同心环状、块状、角砾状、土状及蜂窝状。

(3) 主要金属矿物:硬锰矿、软锰矿、锰菱铁矿、铁菱锰矿、黑锌锰矿、铅硬锰矿、菱锌矿、方铅矿、闪锌矿、黄铁矿、针铁矿、胶黄铁矿、褐铁矿、白铁矿;主要脉石矿物:方解石、白云石、高岭土、石英、斜长石、绢云母、水云母。

(4) 银的赋存状态。在原生矿石中有两种赋存状态:一种为硫化物—辉银矿、深红银矿等小包裹体形式存在于其他硫化矿物中(主要形式);另一种为类质同象。氧化矿石中以自然银为主。

c 矿床成因

一般认为属原生铅锌矿床次生富集而成。

本矿床实例摘自《中国银矿》。

6.4.1.10 各种类型银矿床占全国银总储量概况

不同成因类型银矿床的储量、产地占全国银总储量及全国产地总数的百分比见表 6-33。

表 6-33 各种类型银矿床占全国银总储量统计表

银矿床类型	占全国银总储量的百分比/%	占全国产地的百分比/%
岩浆岩型	1.7	1.4
热液型(或脉岩型)	24.5	33.7
矽卡岩型	20	20.6
火山岩型	18.1	14.5
次火山岩型(或斑岩型)	12.2	6.1
变质岩型	5.1	5.3
沉积岩型(含沉积改造型)	16.5	15.3
铁锰帽型(风化壳型)	1.6	2.8

6.4.2 银矿床工业类型

6.4.2.1 银矿床工业类型划分原则

根据其工业价值、工业意义,其次要考虑矿体产出形态、矿石结构构造、银矿物类型及颗粒大小、赋存状态,以及在地质勘探、选矿、冶炼流程中的方法不同。

6.4.2.2 银矿床工业类型

A 杨舜全的分类方案

湖南省地矿局情报图书中心杨舜全提出银矿床可分为:

- (1) 脉型银矿床,可分为:1)石英单脉型银矿床;2)石英复脉型银矿床;3)石英网脉型银矿床;4)其他成分的单脉、复脉、网脉型银矿床,如山东十里铺、江西徐山等。
- (2) 层状(似层状)银矿床,如湖北白果园、陕西柞水银洞子等。
- (3) 浸染—细脉浸染型银矿床,如江西冷水坑。
- (4) 构造蚀变岩型银矿床,如广东廉江庞西洞、广西博白金山。
- (5) 角砾岩型银矿床,主要指火山一次火山角砾岩,如湖南浏阳鳌鱼山。
- (6) 伴(共)生银矿床,如广东凡口、河北蔡家营、江苏栖霞山、江西德兴、武山、湖北铜绿山、广西大厂、湖南香花岭、瑶岗仙等。
- (7) 铁帽型银矿床,如湖南浏阳七宝山等。

B 《矿产资源综合利用手册》分类方案

《矿产资源综合利用手册》将银矿床工业类型划分为三大类(见表 6-34):即银金矿床、与硫化矿伴生的银矿床、与非硫化矿伴生的银矿床。

表 6-34 《矿产资源综合利用手册》分类方案

工业类型		主要银矿物	银的主要载体矿物	主要脉石矿物	银矿物嵌布粒度	矿山实例
银金矿床	1. 单一银矿床 2. 银金矿床	自然银、辉银矿、自然金、银金矿、金银矿	少量黄铁矿、方铅矿、闪锌矿	石英、长石、方解石	中细粒、微粒	墨西哥雅斯托里斯矿床、美国德拉马银矿床;中国桐柏银矿床、罗山银矿床

续表 6-34

工业类型			主要银矿物	银的主要载体矿物	主要脉石矿物	银矿物嵌布粒度	矿山实例
与硫化矿伴生的银矿床	3. 铜矿型	斑岩铜矿	银黝铜矿、硫铜银矿	黄铜矿、斑铜矿、辉铜矿、黄铁矿、黝铜矿	石英、云母、长石	细粒、微细粒	澳大利亚包干维尔铜矿床;中国德兴铜矿床、中条铜矿床
		脉矿	自然银、银黝铜矿	黄铜矿、辉铜矿、黄铁矿	石英、白云石、方解石、重晶石	微细粒	秘鲁莫罗科查矿床、中国通化铜矿床
	4. 铅锌型		辉银矿、螺状硫银矿、自然银、银黝铜矿、深红银矿	方铅矿、闪锌矿、黄铁矿、白铁矿、磁黄铁矿	石英、绢云母、长石、白云石、方解石	微细粒、显微粒度	玻利维亚克奇斯拉矿床;中国银山铅锌矿床、贵溪银矿床
	5. 铜铅锌型		自然银、银金矿、金银矿、硫锑铜银矿、银黝铜矿	方铅矿、闪锌矿、黄铜矿、黄铁矿、黝铜矿、毒砂	石英、绢云母、长石、玉髓、方解石	微细粒、显微粒度	美国圣曼努力埃尔矿床、加拿大卡贝尔雷德湖矿床、中国鸡冠山多金属矿床
	6. 铜镍钴型		自然银、银金矿、碲银矿、含镍锑铋银矿、铋银矿	磁黄铁矿、镍黄铁矿、黄铜矿、紫硫镍铁矿、黄铁矿、铂族矿物	橄榄石、辉石、蛇纹石、斜长石、绿泥石	微细粒显微粒度	加拿大隆德伯里镍矿床、中国金川镍矿床
	7. 铁矿型		自然银、金银矿	磁铁矿、黄铁矿、磁黄铁矿、黄铜矿	方解石、透辉石、透闪石、蛇纹石	微细粒	美国格雷斯矿床、中国华铜铜矿床
与非硫化矿伴生的银矿床	8. 锰矿型		碲银矿、硒银矿、辉银矿、银金矿、角银矿	菱锰矿、黄铁矿、毒砂	石英、方解石、重晶石、萤石	显微粒度、超显微粒度	日本上国矿床、美国拉马尔矿床、中国七宝山矿床
	9. 锡矿型		角银矿、辉银矿、碲银矿、硫铋银矿、金银矿	脆硫矿锑铅矿、锡石、黄锡矿	石英、长石、页岩、角闪石、石榴子石	细粒、显微粒度	英国惠尔简锡矿、玻利维亚莫查卡马卡矿、中国大厂锡矿床
	10. 钨矿型		硫铋银铅矿、硫银铋矿、银黝铜矿、自然银	白钨矿、黑钨矿、辉铋矿、白铅矿、黄铁矿、黄铜矿	石英、辉石、方解石、石榴子石、透闪石	微细粒、显微粒度	日本大谷矿床、墨西哥圣安托尼奥矿床;中国江西宝山矿床、汝城钨矿床

6.4.2.3 银矿床类别

有独立银矿床、共生银矿床、伴生银矿床、含银矿床。

独立银矿床:指银在矿床中具有独立开采价值,而其他金属不具独立开采价值,仅作为伴生金属产出矿床。银品位一般在 150×10^{-6} 以上。其工业储量占全国银矿总储量的 32% 左右,该类银矿床与矿床总经济价值的 50% 以上。

共生银矿床:指银在矿床中具有重要地位,与其他金属同时具有开采价值。银品位一般在 $(80 \sim 100) \times 10^{-6}$ 以上。该类银矿占矿床总经济价值的 50% ~ 30%。

伴生银矿床:仅仅作为副产品回收,不具独立开采价值。银品位一般低于 $(80 \sim 100) \times 10^{-6}$,而大于 20×10^{-6} 。该类银矿占矿床总经济价值的 40% ~ 20%。共伴生银矿工业储量占银保有总储量的 2/3。含银矿床:银品位低于 20×10^{-6} 。

以上要求要灵活运用,不硬行划线。

如果矿床中贱金属元素含量很高,储量很大,银的品位即使达到了 $(80 \sim 100) \times 10^{-6}$,也只能作为伴生银矿床;如果矿床中贱金属含量很低或偏低,银品位已达 80×10^{-6} ,即可划为共生银矿床。

6.5 银矿床时、空分布及成矿区带划分

根据原中国有色金属工业总公司北京地质研究所编写的《中国银矿》总结了以下规律。

6.5.1 空间分布规律

6.5.1.1 与大地构造关系

中国银矿床出现最多的部位是地台边缘的拗陷断裂带。这类断裂往往切入地下深部壳层,火山岩浆活动频繁,既存在可供壳层金属运移的通道,又具备可使银金属聚集富化的源动力条件,构造活动的继承性和多阶段性,使矿液来源变得丰富而复杂。矿床类型也比较齐全。无论地台与地槽区特点部位银矿床的分布比较集中,如地台的地轴部银矿床(点)相对集中,地槽区(褶皱系)银矿床分布优势非常明显(银储量占全国的30%,矿床数量占全国22.6%)。可以说二、三级大地构造单元确实控制着银矿带的分布,银矿成矿区带延展方向,与大地构造格局,褶皱系及深大断裂构造方向趋向一致。

地台边缘及地台与地槽(褶皱系)两大构造单元之间的邻接部位对银矿的生成十分有利,这种大地构造发展过程中形成的不连续界面或不整合面,为矿液来源以沉淀场所提供了必要的条件,由于这一特定部位上岩相的巨大差异。可在同一地区形成不同类型的银矿床。是寻找银矿床的有利部位。

不同大地构造单元所产出的银矿类型有明显差异,正体现了不同大地构造单元在漫长的地质历史时期中经历的演化过程,强裂程度以及发展转化特点的差异,致使各大地构造单元的不同岩浆活动、变质作用、沉积建造、构造运动有明显差异,因而生成不同类型的银矿床。

6.5.1.2 与区域构造关系

中国银矿床的空间分布与区域构造关系密切。成矿带几乎都分布在深大断裂边缘或深大断裂和其他地质构造交叉复合部位。

深大断裂发育的位置多在不同构造单元衔接转化部位,如隆起区与拗陷区的过渡地带,褶皱区与地块区的接触部位,台隆、台坳或地轴的转换部位。

与深大断裂关系最密切的银矿床类型有火山岩型、次火山岩型、热液型、矽卡岩型。

6.5.1.3 与矿田构造关系

银矿床(点)产出位置多受次一级褶皱,三、四级断裂构造或火山机构控制,为背斜接部、两翼,或转折端、断裂复合部位、多组节理密集或交错部位,短轴背斜、火山穹隆、火山盆地边缘,或环形构造与线形构造交汇部位。这些部位构造应力比较集中利于产生矿液运移和聚集空间。

6.5.2 时间分布规律

从太古代—元古代—加里东期—海西期—印支期—燕山期—喜山期形成一个驼峰

形态。

太古代银矿化不够普遍。但强烈的火山活动带来了一定数量的成矿物质。为后来的成矿作用准备了条件。

元古代从早一晚银矿化显著增多,在老变质岩中发现许多重要变质岩型—沉积变质岩型伴共生银矿床,还有黑色页岩型矿床。

加里东期特别是加里东晚期,在构造运动最强烈的地槽褶皱系中(如祁连、华南、秦岭等)形成了许多银矿床。矿床类型以海相火山岩型为主。在褶皱带内沿着深大断裂有基性岩浆侵入,形成多个与基性—超基性岩体有关的硫化铜镍含银矿床。

海西期银矿床类型进一步增多,矿床数量进一步增加,在各海西地槽褶皱系分布有火山岩型、次火山岩型、矽卡岩型、热液型,还有碳酸盐建造的铅—锌—银矿床(伴生)、岩浆岩型含银矿床。

印支期银矿床数量不多,有矽卡岩型银矿床及海相火山岩型金银铅锌矿床。

燕山期是银矿床的最主要的成矿期,是热液型银矿床主要成矿期。还有伴生银、共生银的矽卡岩型铜(铁)、铅锌矿床(大、中型),次火山岩型银(铅锌铜)矿床,火山岩型银矿床及爆发角砾岩筒式含银矿床。还有含铜砂岩型银矿床。

喜山期对于金属矿床形成的作用不大,目前只发现次火山岩型,如台湾省金瓜石金铜含银矿床。

6.5.3 成矿区带划分

6.5.3.1 国内成矿区带的划分

成矿区带划分要注意赋矿地层特点,岩浆演化系列,区域变质作用强度、类型、分布范围以及成矿时代等多种因素,还应注意考虑特定的地球化学场以及矿化系列。

中国银矿成矿区带有39个:它们是额尔古纳成矿带、多宝山成矿区、张广才岭成矿带、内蒙东部成矿带、内蒙地轴成矿带、燕山成矿带、胶辽成矿带、豫西成矿带、北秦岭成矿带、下扬子成矿带、武当成矿带、神农架—黄陵成矿带、湘中南—粤北成矿带、赣东—浙西成矿带、北武夷山成矿带、武夷山成矿带、赣南成矿带、浙闽东部成矿带、粤东成矿带、廉江—博白成矿带、桂北成矿带、康滇地轴成矿带、个旧—文山成矿带、阿尔泰成矿带、天山成矿带、北昆仑成矿带、东昆仑成矿带、北山成矿带、祁连成矿带、柴达木北缘成矿带、青海南山成矿带、礼县—柞水成矿带、玉树—义敦成矿带、解嘎成矿区、哀牢山成矿带、兰坪成矿区、澜沧成矿带、保山成矿带、腾冲成矿带。

6.5.3.2 国外成矿区带的划分

引用白银地质勘查基金办公室、中国地质矿产信息研究院吴美德、楼亚儿、古方、吴太平主编的《国外银矿及典型矿床》等著作中有关“银矿床在时间和空间上的分布”资料。

银矿床和金—银矿床可形成于所有的地质时期和各种地质构造环境及岩石类型中,从前寒武纪到新生代,由稳定的地盾区到活动带都有银矿床分布,但主要成矿期为中—新生代,其次为古生代和前寒武纪。从世界范围来看,银矿床主要分布于三个巨型含银构造带中——环太平洋、地中海、蒙古—鄂霍次克带。

A 环太平洋带

环太平洋带分布有世界最大的银成矿区,即:

(1) 在东亚部分包括大洋边缘型(岛弧型)和大陆边缘型两种银成矿区。日本银成矿区是岛弧型银成矿区最典型代表。成矿与海底火山作用有成因联系;在西南太平洋带新西兰岛弧区以及澳大利亚东部板块边缘活动带分布一系列大型金-银热液型矿床及金、银、多金属块状硫化物矿床;在中国地台及西伯利亚地台的滨太平洋也分布一些重要银矿床及金、银矿床。

(2) 太平洋美洲部分是大陆边缘和大洋边缘型银成矿区,有阿拉斯加-加拿大成矿区,美国西部各洲成矿区、墨西哥成矿区、中美成矿区、秘鲁成矿区、智利-玻利维亚成矿区。

环太平洋带是世界最重要的银成矿区,但东、西两侧有较大差异。东侧的南、北美科迪勒拉造山带内分布一些特大型银矿床,而在西侧多为与金和多金属共伴生的矿床。

B 地中海带

地中海带是第二个全球性中生-新生代褶皱带,可划分两个成矿带:一个是阿特拉斯-安达卢西亚、阿纳托利亚、伊朗-阿富汗和印度支那成矿区;另一个是从内狄那里克构造带,横穿潘诺尼亚地块、喀尔巴阡、捷克中间地块,进入中欧海西褶皱带,一直延伸到北德低地,该带大多数矿床属早第三纪的 Ag-Pb-Zn 建造,与该期安山岩、英安岩、粗面岩、流纹岩密切相关。

C 蒙古-鄂霍次克带

蒙古-鄂霍次克带多为中生代和古生代含银多金属矿床和成分复杂的矿床。在中天山成矿区,低-中温热液 Ag-Pb-Zn 矿化与晚古生代中-酸性火山产物密切相关。在后贝加尔、阿尔泰-萨彦地区、哈萨克斯坦以及中亚的海西褶皱区,从一系列地质标志来看,对发现火山成因的 Ag 矿床和 Au、Ag 矿床是有利的。在奥莫朗残余地块有古生代的 Au、Ag 矿点。

总之,银成矿区的全球性分布规律是,它们产于大洋-大陆过渡型成矿系列中。中-新生代褶皱带的主要成矿区都与大洋和大陆含矿构造的结合部位有关。最大的过渡型成矿系统(包括美洲大陆西部银成矿区和东太平洋、印度洋、红海和苏伊士湾的含银裂谷带,以及欧洲主银矿带)的银矿化时代为渐新世-中新世。第二个过渡型成矿系为大西洋和北冰洋中脊裂谷带及相邻褶皱带的白垩-早第三纪的一些银-多金属成矿区。

6.6 工业要求

(1) 银矿床一般工业指标和伴生组分评价指标见表 6-35 和表 6-36。

表 6-35 银矿床工业指标一般要求表

参 数	指 标
边界品位/ 10^{-6}	40 ~ 50
最低工业品位/ 10^{-6}	80 ~ 100
矿床平均品位/ 10^{-6}	> 150
最小可采厚度/m	0.8 ~ 1
夹石剔除厚度/m	2 ~ 4

表 6-36 银矿床伴生有用组分评价参考指标表
(%)

有用组分	Au	Pb	Zn	Cu
指标	0.1	0.2	0.4	0.1
有用组分	S	Cd	Mn	
指标	2	0.005	4	

注:w(Au)单位为 10^{-6} 。

(2) 工业指标实例见表 6-37。

表 6-37 工业指标实例

矿床名称	边界品位/ 10^{-6}	工业品位/ 10^{-6}	可采厚度/m	夹石剔除厚度/m
桐柏	50	120	1.0	4
贵溪	40	100	0.6	2
竹山	60	120	1.2	2
十里堡	50	100	0.8	2
四平	50	100	1.0	2
天台	50	100	0.8	2

6.7 银矿床地质勘查

6.7.1 勘查目的任务及地质研究程度

6.7.1.1 预查阶段

对银矿有成矿远景的地区,通过综合地质研究、初步野外观察、极少量工程验证,初步预测可能的资源量,提出可借普查的矿化潜力较大的地区。各点的具体任务为:

(1) 地质研究程度。收集地质、矿产、物探、化探和遥感地质资料,了解区域地质及矿产信息,选定找矿远景区进行预查。对预查区内有成矿条件的物探、化探异常、矿点、矿化点通过(1:25000)~(1:50000)比例尺的地质填图或踏勘及适当比例尺的物探、化探工作进行初步评价,查明主要物探、化探异常特征及分布范围,对发现有价值的物探、化探异常及矿化蚀变体(层),可用极少量工程加以揭露,如发现矿体,应大致了解有用矿物成分及品位、矿体厚度、产状等;还要大致了解矿石结构构造和自然类型,为进一步开展普查工作提供依据。

(2) 矿石质量研究。对预查中已发现的矿体,应大致了解矿石品位、矿物成分、化学成分、矿石结构构造及矿石自然类型。

(3) 矿石选冶和加工技术条件研究。对发现的矿体可以通过少量矿石进行类比研究,做出是否可选的判断和预测。

(4) 矿床开采技术条件研究。对经预查发现有工业价值前景的矿点可顺便搜集资料,了解该区水文地质、工程地质及环境地质条件。

(5) 综合勘查、综合评价。预查工作中,如发现工业矿体,应大致了解与元素共生、伴生矿产的种类及其地质特征。

6.7.1.2 普查阶段

对矿化潜力较大的地区或地段通过地质、物探、化探等有效的技术工作、数量有限的工程验证和取样测试,进行可行性概略评价,相应估算矿产资源量,提出是否有进一步详查的价值,圈出详查区范围。各点的具体的任务为:

(1) 地质研究程度。在预查阶段收集地质、物探、化探、遥感地质资料的基础上,了解区域地质及矿产信息和成矿远景;对经预查后选定的普查区应初步查明地层、构造、岩浆岩等地质情况,依据矿体及矿床类型的不同应有所侧重地调研与成矿有关的主要地质因素,通过(1:50000)~(1:10000)甚至(1:2000)比例尺的地质填图及适当比例尺的物探、化探方法,寻找、发现与评价各类物探异常、化探异常、矿化点和矿点,通过有限的取样工程,大致查明

矿体的分布、规模、产状和矿石质量,推断矿体的连续性;大致了解矿床氧化带发育情况,评价区内是否有进一步工作价值的矿体,为进一步开展勘查工作提供依据。

(2) 矿石质量研究。通过有限的样品分析,大致查明矿石矿物、脉石矿物种类、矿石品位、物质成分、结构构造特征、矿石自然类型等情况,初步评价矿石的经济价值。

(3) 矿石选冶和加工技术条件研究。一般进行矿石选冶性能的对比研究。对组分复杂、粒度较细、国内尚无成熟选冶经验的矿石,应进行可选性试验,做出工业利用方面的初步评价。

(4) 矿床开采技术条件研究。对已基本确定具有工业价值前景的矿床,应初步了解矿区地表水体分布、地下水类型及补给、排泄条件、矿床主要充水因素,以及矿体(层)顶底板围岩和矿石稳定性和环境地质状况,为是否可以进一步开展地质工作提供依据。

(5) 综合勘查、综合评价。普查工作中如发现具有工业价值和经济效益的共生、伴生矿产,应大致查明其种类、含量、赋存状态,并研究其综合利用的可能性。

6.7.1.3 详查阶段

采用各种勘探方法、手段及系统取样工程,对详查区内的矿体加以控制,估算矿产资源/储量,并通过预可行性研究,做出是否具有工业价值的评价,圈出勘探区范围。各点的具体任务为:

(1) 地质研究程度。根据该区域相关地质、矿产及物探、化探资料,大致了解区域成矿地质背景。通过(1:25000)~(1:2000)甚至(1:1000)地质填图工作基本查明矿区地层层序、分布特征;基本查明岩浆岩种类、规模、形态产状及与成矿有关的岩性、岩相分布特点;基本查明主要构造性质、产状,控矿构造因素及矿化富集的构造条件,以及成矿后构造的破坏影响程度;基本查明与成矿有关的变质与蚀变特征及与矿化的关系;通过系统取样工程,基本查明矿体规模、形态、产状及厚度与品位变化情况,以及矿体的连续性;基本查明矿体中夹石及顶底板岩性分布情况;基本查明矿床氧化带特点,发育程度、范围、深度、矿物组合和可选性能,初步划分氧化带、混合带、原生带矿石界线,对次生富集现象和规律有初步了解。通过上述工作,为是否进一步勘探提供依据;对有工业价值的矿床,所控制的矿产资源还可作为矿山总体规划及矿山项目建议书的依据。

(2) 矿石质量研究。这其中又包括:

1) 矿石组分及赋存状态研究。详细查明矿石矿物、脉石矿物种类及含量、共生组合、嵌布粒度特征及矿石结构构造特征;查明矿石有用及有害组分种类、含量、赋存状态和分布规律,对共伴生矿产进行综合评价。根据矿物共生组合及选冶特点划分主要和次要工业类型,并研究其分布范围和所占比例。

2) 矿石类型划分研究。按有用组分种类、含量、结构特征、氧化程度及脉石矿物种类等因素划分自然类型,确定氧化带、混合带、原生带矿石界线。对多元素共伴生矿床,应以主元素氧化率为主圈定上述三带界线。通过矿石质量研究,满足矿山开采设计和可行性研究的需求。

(3) 矿石选(冶)和加工技术条件研究。应初步查明主要矿石类型的选(冶)性能。一般情况下应进行矿石可选(冶)性试验或实验室流程试验;对生产矿山附近的、有类比条件的易选矿石可以进行类比评价,对难选矿石或新类型矿石应进行实验室扩大连续试验,做出能否工业利用的评价。

(4) 矿床开采技术条件研究。这其中又包括:

1) 水文地质研究。基本查明矿区含水层、隔水层、构造破碎带、风化带、岩溶等的水文

地质特征、发育程度和分布规律;基本查明矿区内地表水体分布及其与矿床主要充水含水层的水力联系,大致评价其对矿床充水的影响;基本查明地下水补给、排泄条件、矿床主要充水因素,一般应预测矿坑水量,评价对矿床开采的影响程度;初步划分矿床水文地质类型及确定水文地质条件复杂程度;调查研究可供利用的供水水源的水量、水质条件,指出供水水源方向。

2) 工程地质研究。根据矿体(层)围岩类型及矿石特征,初步划分矿区工程地质岩组,测定主要岩石、矿石的力学性质,研究其稳定性能;基本查明矿区内断层破碎带、节理、裂隙、岩溶、风化带、软弱夹层的分布,评价其对矿体及其顶底板岩层稳固性质的影响;对露天采场边坡的稳定性提出评价意见;调查老窿及采空区的分布、充填和积水情况;初步划分矿床工程地质类型和工程地质条件复杂程度。

3) 环境地质研究。基本查明岩石、矿石和地下水(含热水)中对人体有害的元素、放射性及其他有害气体的成分、含量等情况;搜集地震、泥石流、滑坡、岩溶等自然地质灾害的有关资料,分析其对矿山生产的影响;预测矿山开采对本区环境、生态可能产生的影响。

综合上述水文、工程、环境地质条件初步划分砂床开采技术条件类型,为矿山建设编写项目建议书提供依据。

(5) 综合勘查、综合评价。应基本查明矿床详查地段有工业利用价值的共生矿产和伴生有用组分的种类、含量、赋存状态、分布特点及其与主元素的相互关系,并进行综合评价,探讨其工业回收利用的可能性。

6.7.1.4 勘探阶段

对勘探区内的矿体,通过加密各种采样工程及采用其他技术手段,探求矿产资源/储量,同时为可行性评价和矿业权转让、矿山建设设计提供必须的地质资料并提交有关的地质勘查报告。各点的具体任务为:

(1) 地质研究程度。这又包括:

1) 区域地质研究。应根据该区地质、矿产和物探资料,简要反映区域成矿地质条件和主要成矿因素,了解区域成矿远景。

2) 矿区地质研究。通过(1:5000)~(1:1000)甚至(1:500)比例尺的地质填图工作,查明地层层序,详细划分与成矿有关的地层,研究岩性和组合特征及其与成矿的时空关系。详细研究与成矿有关的火山岩与侵入岩种类、产状、形态、岩相变化,研究形成时代和接触关系。对含矿岩体应划分岩性、岩相、侵入期次、侵入方式及成矿的关系。研究主要构造性质、规模、形态、产状及分布规律,查明控矿构造因素及矿化富集的构造条件,以及成矿后构造的破坏影响程度。详细研究与成矿有关的变质作用和蚀变种类、强度、组合和分布范围,变化规律及其与矿化的关系。

3) 矿床地质研究。用加密的取样工程详细查明勘探范围内矿体的数量、赋存部位、顶底板岩性,分布范围;详细查明工业矿体规模、形态、产状、内部结构、厚度、品位及其变化特点,确定矿体的连续性;详细查明主矿体内之无矿地段及夹石的规模、形态、产状及分布规律;详细查明并研究矿体氧化带特点、发育程度、范围、深度、矿物组合和可选性能,划分氧化带、混合带、原生带矿石界线,研究次生富集现象和规律及其经济意义;对适宜露采的矿体,要对矿体四周及采场底部矿体边界进行系统控制,掌握矿体底部界线的起伏变化规律。对拟地下开采的矿床,要注意控制主要矿体的两端,上下界线和延伸情况。通过上述工作应满足矿山设计的需要。

(2) 矿石质量研究。这其中又包括:

1) 矿石组分及赋存状态研究。详细查明矿石矿物、脉石矿物种类及含量、共生组合、嵌布粒度特征及矿石结构构造特征;查明矿石有用及有害组分种类、含量、赋存状态和分布规律,对共伴生矿产进行综合评价。根据矿物共生组合及选(冶)特点划分主要和次要工业类型,并研究其分布范围和所占比例。

2) 矿石类型划分研究。按有用组分种类、含量、组构特征、氧化程度及脉石矿物种类等因素划分自然类型,确定氧化带、混合带、原生带矿石界线。对多元素共伴生矿床,应以主元素氧化率为主圈定上述三带界线。通过矿石质量研究满足矿山开采设计和可行性研究需求。

(3) 矿石选冶和加工技术条件研究。对易选矿石,进行实验室流程试验;如矿石物质组分复杂、综合利用价值又较高,或为新型矿石,必要时还需进行实验室扩大连续试验;大中型矿床难选矿石应进行半工业试验,必要时做工业试验,为确定最佳工艺流程提供依据。

(4) 矿床开采技术条件研究。这其中又包括:

1) 水文地质研究。研究区域水文地质条件,圈定汇水边界,查明矿区地下水的补给、经流、排泄条件;详细查明含水层和隔水层岩性、厚度、产状、分布及埋藏条件,含水层的富水性、导水性、渗透系统,含水层间的水力联系,地下水的水位、水温、水量及其动态变化,隔水层的稳定程度和隔水程度;查明断层破碎带、节理、风化裂隙带及溶洞的发育程度、分布规律、含水性及导水性,地表水体的分布及其与矿床主要充水含水层水力联系的途径和程度等,评价其对矿床充水影响;划分矿床水文地质类型和确定水文地质条件复杂程度;根据矿床水文地质条件,结合矿床开拓方案,合理选择估算方法和公式,估算第一开采水平正常和最大的矿坑涌水量,预测下一开采水平或最低开采水平的涌水量;对矿床排水、矿坑水利用、矿山供水进行综合评价,指出供水水源方向并提供水量、水质资料。

2) 工程地质研究。测定矿体及顶底板岩石的力学性质参数,如体积质量(体重)、硬度、湿度、块度、抗压和抗剪强度、松散系数、安息角、节理密度、*RQD* 值(岩石质量指标)等,研究其稳定性能;查明构造、风化带、软弱夹层对矿床开采的影响;查明第四纪地层的岩性、厚度和分布范围,对露天采场边坡稳定性做出评价;调查并研究老窿或溶洞的分布、充填和积水情况;划分矿床工程地质类型和确定工程地质条件复杂程度,预测矿床开采时可能出现的主要工程地质问题并提出防治建议。

3) 环境地质研究。详细调查矿区内的有关环境地质现象(岩崩、滑坡、泥石流、岩溶、地温等)地表水和地下水的质量、放射性和其他有害物质的含量,对矿床开采前的地质环境质量做出评价;预测评价矿床开采对矿区环境、生态可能造成的破坏影响,如采、选冶废水和废气排放、采矿废石及尾矿堆放与处置及由于矿坑排水而引起的地下水位下降,井、泉枯竭对当地用水的影响等,并提出预防建议;搜集有关地震、新构造活动资料,阐明矿区地震地质情况和矿区的稳定性。

根据上述水文地质、工程地质、环境地质条件,划分矿床开采技术条件类型(简单、中等、复杂等三类型),做出水文、工程、环境方面的总体评价,为矿山建设设计提供依据。

(5) 综合勘查、综合评价。应对矿床有工业价值的共生(包括同体和异体共生)矿产的赋存部位、分布、矿体规模、形态、产状、品位、厚度变化及与主元素矿产之关系等进行勘查研究,并估算矿产资源/储量。

对矿床中伴生有用组分,要查明种类、含量及赋存状态和分布富集规律,研究综合利用

回收途径。

伴生有用组分在选冶过程中能回收利用者,勘探时应系统采组合样,了解含量与分布,并分别估算矿产资源、储量。

共伴生组分资源/储量类型视其勘探程度而定,参与资源/储量估算的共生矿产、伴生组分的样品均应做出内外检查。

以上四个勘查工作阶段,应遵循立项论证、设计编审、组织实施和报告编写等顺序进行。

6.7.2 勘查类型的确定

划分矿床勘查类型和确定勘查工程间距时,应依据主要矿体规模、主要矿体形态及内部结构、矿床构造影响程度、主要矿体厚度稳定程度和有用组分分布均匀程度等五个主要地质因素来确定。为了量化这些因素的影响大小,提出类型系数的概念,每个因素都赋予一定的值,每个矿床相对应的上述五个地质因素类型系数值之和就可以确定是何种勘查类型。在影响勘查类型的五个因素中,主矿体之规模大小比较重要,所赋予的类型系数值要大些,约占 30%;构造对矿体形状的影响与矿体规模有间接联系,所赋予的系数值要小些,约占 10%;其他三个因素各占 20%。

(1) 按矿体规模分为大型、中型、小型三类,见表 6-38。

表 6-38 矿体规模划分及类型系数表

矿体规模	类型系数	矿产种类	长度/m	延深或宽/m
大型	0.9	Ag	> 800	> 300
中型	0.6(0.3~0.6)	Ag	300~800	150~300
小型	0.3(0.1~0.3)	Ag	< 300	< 150

(2) 按矿体形态复杂程度分为简单、中等、复杂三类。简单是指类型系数 0.6,矿体形态为层状、似层状、大透镜状、大脉状、长柱状及筒状、内部含夹石或很少夹石,基本无分支复合或分支复合有规律;

中等是指复杂程度属中等,类型系数 0.4,矿体形态为似层状、透镜状、脉状、柱状,内部有夹石,有分支复合;复杂是指类型系数 0.2。矿体形态主要为不规整的脉状、复脉状、小透镜状、扁豆状、豆荚状、囊状、鞍状、钩状、小筒柱状,内部夹石多,分支复合多且无规律。

(3) 按构造影响程度分为小型、中型、大型三种。小型是指类型系数 0.3,矿体基本无断层破坏或岩脉穿插,构造对矿体形状影响很小;中型是指类型系数 0.2,有断层破坏或岩脉穿插,构造对矿体形状影响明显;大型是指类型系数 0.1。有多条断层破坏或岩脉穿插,对矿体错动距离大,严重影响矿体形态。

(4) 按矿体厚度稳定程度大致分为稳定、较稳定和不稳定三种,见表 6-39。

表 6-39 矿体厚度稳定程度及类型系数表

矿产种类	稳定程度	厚度变化系数/%	类型系数
银	稳定	< 80	0.6
	较稳定	80~130	0.4
	不稳定	> 130	0.2

(5) 按有用组分分布均匀程度,可根据主元素品位变化系数划分为均匀、较均匀、不均匀三种,见表 6-40。

表 6-40 有用组分分布均匀程度及类型系数表

矿产种类	稳定程度	品位变化系数/%	类型系数
银	均匀	<100	0.6
	较均匀	100~160	0.4
	不均匀	>160	0.2

矿床勘查类型划分主要根据上述五个地质因素及其类型系数来确定,具体划分为三种勘查类型:

第Ⅰ勘查类型:为简单型,五个地质因素类型系数之和为 2.5~3.0。主矿体规模大到巨大,形态简单到较简单,厚度稳定到较稳定,主要有用组分分布均匀到较均匀,构造对矿体影响小或中等。

第Ⅱ勘查类型:为中等型,五个地质因素类型系数之和为 1.7~2.4。主矿体规模中等到大,形态复杂到较复杂,厚度不稳定,主要有用组分分布较均匀到不均匀,构造对矿体形状影响明显。

第Ⅲ勘查类型:为复杂型,五个地质因素类型系数之和为 1~1.6。主要矿体规模小到中等,形态复杂,厚度不稳定,主要有用组分分布较均匀到不均匀,构造对矿体形状影响明显到严重。

6.7.3 勘查工程间距的确定

勘查工程的布置,一般是以几何形态的网格来控制矿体,并根据工程密度计算(估算)不同类别的矿产资源、储量。

勘查方法和手段的选择,应根据矿床类型和地形条件而定。

第Ⅰ勘查类型:以钻探为主,并用坑道进行验证;

第Ⅱ勘查类型和第Ⅲ勘查类型:以坑钻结合对矿体加以控制,如果地形平缓,则以钻探为主,地形陡峻则以坑道为主。

第Ⅲ勘查类型中极其复杂的小型矿床,无法探求控制的资源量、储量时,可施行边采边探、探采结合的方法。

各勘查类型的工程间距见表 6-41。矿床勘查类型实例见表 6-42。

表 6-41 银矿床勘查类型工程间距参考表

矿床勘查类型	控制的勘查工程间距/m	
	沿走向	沿倾斜
Ⅰ	100~120	80~100
Ⅱ	60~80	40~50
Ⅲ	40~50	40~50

表 6-42 银矿床勘查类型实例一览表

勘 查 类 型	矿 床 实 例
第Ⅰ勘查类型	四川呷村、内蒙甲乌拉、陕西银洞子
第Ⅱ勘查类型	浙江大岭口、江西银露岭、湖北银洞沟
第Ⅲ勘查类型	浙江罗山岭头、山东十里堡

铂族元素矿床

铂族元素(PGE)系指元素周期表中第八副族的铂(Pt)、钯(Pd)、钌(Ru)、铑(Rh)、铱(Ir)、钇(Y)6个元素总称。这6个元素分成两个元素组,钇、铑、钇称为轻铂族元素;钌、铱、铂称为重铂族元素。铂族金属(PGM)中国俗称为白金,铂族金属及金、银等8个金属统称为贵金属。

铂被发现最早,于16世纪为西班牙人在南美洲首先发现。沃特逊(Wortson)和布朗里奇(Bownrigy)于1750年第一次提出铂元素的科学报告,尔后又制得了纯铂产品并开始应用于工业中;钯和铑于1802年在英国由沃拉斯顿(Wollaston)发现;钌和铱为英国化学家田南特(S Tennant)于1803年发现;钇是最晚发现的一个铂族元素,在1844年由俄国喀山大学克劳斯(C Clars)教授发现。

铂族金属被称为“现代工业的维他命”,贵金属的“明星”或称为“环保金属”。它们在各个领域中的应用和发展,在一定程度上反映了一个国家的现代化水平,在新的尖端科学技术领域中具有极其重要作用。

7.1 中国铂族金属矿产资源现状

中国铂族金属矿产资源最早发现于内蒙古锡盟赫根山和宁夏小松山铬铁矿床。20世纪50年代以前,中国的铂族矿产资源基本上是个空白,尚未像金、银矿产资源那样得到重视和发展。1958年发现了甘肃省金川含铂族铜镍硫化物矿床之后,才为中国铂族金属矿产资源的勘查、研究和开发利用开创了新纪元。从此中国才真正有了铂族矿产基地,并促进中国铂族金属矿产资源地质工作的开展,尔后在各地陆续发现一批铂族金属矿化点和与铬、铜、镍、铁、钛等矿产资源伴(共)生的岩浆岩型铂族元素矿床。特别是1989~1990年,在国家科委和计委组织和领导下,由原中国有色金属工业总公司和原地质矿产部负责,对中国“铂族元素矿产资源对建设保证程度的论证研究”,全面总结了建国以来中国铂族金属矿产资源地质找矿、勘查、研究和开发利用的现状,为继续开展中国铂族金属矿产资源地质勘查、找矿、研究和资源开发提供了科学依据,并提出了铂族金属在中国工业现代化的重要性和今后的战略任务。

经过40多年的地质勘查和地质研究工作,中国铂族金属矿产资源有了一定的地质储量,取得了一定的地质成果。但与工业发达的国家相比,铂族金属矿产地质储量和研究还有相当大的差距,国外重要的铂族元素矿床类型在中国尚未发现,某些高品位铂(族)矿床类型还未取得突破性进展。因此,铂族矿产资源有待于今后地质研究的投入和加大地质勘查找矿工作。

据报道,2003年世界主要铂族金属资源储量和基础储量分别为71000 t和80000 t,分布

十分集中。主要资源国为南非、俄罗斯、美国、加拿大。南非(占 88.7%)和俄罗斯(占 8.7%)两国合计铂族金属储量占世界总储量的 97.4%。而中国查明的资源储量虽然排行居世界第六位,但储量仅有 388 t,与世界铂族金属储量的前 5 个国家拥有的储量比较,是相当少量的。显而易见,中国铂族金属储量是相当匮乏的。

中国铂族金属矿产资源主要分布在甘肃省,其次为云南、四川、河北、新疆、内蒙古、青海、陕西、河南、西藏、吉林、黑龙江等 12 省(区),少数分布在宁夏、广西、湖南、贵州、北京和辽宁等省(市、区)。而甘肃省、云南省、四川省的 3 个大型矿区查明资源储量之和占中国储量的铂族金属查明资源储量总和的 75%。即甘肃省金川白家嘴子铜镍矿中伴生铂族金属查明资源储量 168.488 t,占全国的 48.6%;云南省弥渡金宝山铂钯矿铂族金属查明资源储量 48.802 t,占全国储量的 14.1%;四川省丹巴杨柳坪镍铂钯共生矿查明资源储量 42.510 t,占全国储量的 12.3%。

中国的铂族金属资源是以铂、钯为主,各金属储量占有量比例:铂 54.6%、钯 39.4%、铑 1.0%、铱 1.9%、钌 1.6%、锇 1.5%。

按铂族元素赋存状态,可将铂族金属查明资源储量分为四种类型:

- (1) 铂钯矿(以铂钯为主要勘探对象);
- (2) 共生铂钯矿(铂钯和某种金属元素同为勘探对象);
- (3) 伴生铂钯矿(铜镍或铬铁矿为勘探对象,铂族金属为综合回收组分);
- (4) 砂铂矿(以铂族金属为勘探对象)。

中国的铂族金属查明资源储量以伴生铂钯矿查明资源储量为主,占全国的 51.2%。

可见,中国铂族金属资源大部分为伴生矿产,尚不能进行独立开采,只是作为主金属矿床开采时的综合回收利用。

目前,中国已开发利用的矿区有 13 处,多为伴生的铂族金属矿产资源,查明资源储量 170.8 t,占中国的铂族金属总查明资源储量的 56.2%。主要矿区有甘肃金川白家嘴子 I、II 和 I—II 铜镍矿区,伴生的铂族金属查明资源储量 155.8 t,还有云南新平大红山铁铜矿床、云南金平白马寨铜镍矿床、青海祁连玉石沟铬铁矿床、新疆富蕴喀拉通克铜镍矿床等。还有云南朱布铂钯矿是先利用铂钯矿石冶炼钙镁磷肥及矿渣水泥,再从矿渣中回收铂族金属。

可供规划利用的矿区有 9 处,合计查明资源储量 103.22 t,占中国总查明资源储量的 29.8%。主要有甘肃金川白家嘴子 III、IV 铜镍矿区等。目前难以利用的矿区 14 处,查明资源储量 74.2 t,占中国总查明资源储量的 21%。

截至 2002 年年底,中国铂族元素矿床普查阶段矿区有 4 处,详查阶段矿区 19 处,勘探阶段矿区 12 处,共计 35 处。然而,中国各类矿床的铂族元素品位都比国外同类矿床的铂族元素品位相对低。铂族矿产地质勘查和研究程度相对较低,数以百计的超基性岩、基性岩、基性超基性岩体和一些有色金属矿床还未开展含铂(族)性评价。中国已发现的含铂(族)岩体或有远景的含铂(族)岩体,不但岩体规模小,而且岩体类型不如某些国家齐全。中国已发现的含铂(族)岩体主要在非造山区带内,而国外发现的含铂(族)岩体在造山区和非造区带内均有分布,如巨大的层状基性超基性杂岩、科马提岩系列岩体、环状碱性超基性岩及金伯利岩岩筒等类型岩体的铂族元素矿床,在中国尚未发现。中国至今还没有以开采铂族金属为主要对象的岩浆岩型的矿床。铂族金属矿产的开发和提取主

要是通过开采铜镍矿产、铬铁矿矿产和某些有色金属矿床的铜精矿冶炼中作为副产品的综合利用回收。铂族金属生产能力受到一定的制约,中国铂族金属年产量仅 1.4 吨多,主要产于中国铂族金属主要基地——甘肃金川铜镍矿床。中国是铂族金属消费大国,随着国民经济稳步、健康发展,在首饰业、硝酸工业、石化工业及玻璃、玻纤工业、汽车工业、电子材料、合金材料等领域,对铂族金属的需求大幅度增长。2003 年中国铂族金属进口量达 34.9t 之多。目前每年进口量多达 40 t。产需相差悬殊。因此,迫切寻找新的铂族矿产资源基地,逐渐改变铂族金属矿产资源分布不均衡的状况和铂族金属生产的能力,减少铂族金属仍需依赖进口的局面。

在 20 世纪 60—80 年代,中国开展了与基性超基性岩有关的铜镍矿、铬铁矿和钒钛磁铁矿、铁矿等岩浆岩型铂(族)矿床的地质找矿和勘查,发现了一批与铜镍、铬、铁、钛等岩浆岩型矿床伴生的铂族元素矿床,并成为中国铂族金属的重要来源。除甘肃金川铜镍矿床中伴生的铂族元素成为中国铂族金属矿产开发的重要基地外,在其他省(区)内发现了一批含铂族元素的铜镍矿床,如云南弥渡金宝山、黑龙江五星、云南元谋朱布、新疆富蕴喀拉通克、四川丹巴杨柳坪等含铂(族)矿床。同时发现了像罗布莎、大道尔吉、鲸鱼、松树沟、高寺台等含铂族元素的铬铁矿床。在四川攀枝花地区的基性超基性岩体内发现的含铂族元素的钒钛磁铁矿床。在基性超基性岩发育区的现代河床、低洼谷地、残积、坡积地发现一些砂铂(族)矿床。对长江中下游地区的矽卡岩型和热液型等有色金属矿床和南方下寒武统牛蹄塘组含碳黑色岩系中镍钼(钒)矿床的研究,证明含有一定的铂族元素,从而扩大了中国铂族元素矿床(化)类型和找矿前景。近年,在河南省唐河县周庵发现大型岩浆岩型含铂(族)铜镍矿床,铂族金属资源储量约为 40.5 t,在甘肃省玉门市榆树沟发现超基性岩型的含铂(族)铜镍矿床。同时发现内蒙古阿拉坦敖包和新疆沙巴恰普等砂铂(族)矿床,四川小金汗牛含铂(族)铜镍矿床,云南普朗斑岩型铜(钼)矿床,河南柳树庄含铂(族)铜镍矿床,新疆扎河坝含铂(族)铬铁矿床等。表明铂(族)矿产资源在中国找矿、勘查和研究上取得了一定的进展,从而相对扩大了铂族金属的储量。

中国铂族金属矿产资源 95% 以上的储量产于与基性、超基性岩带有关的铜镍硫化物型铂族元素矿床中,其余产于铬铁矿型、钒钛磁铁矿型、镍钼(钒)型和砂铂(族)矿型的铂族元素矿床。还有少量铂族金属伴生于各成因类型的有色金属矿床中。尽管中国铂族元素矿床是有多种成因类型,但与超基性岩、基性—超基性杂岩和基性岩体有关的岩浆岩型铂族元素矿床仍然是中国最主要的铂族金属矿产资源。特别是铜镍型铂族元素矿床占主导地位,约占铂族金属储量的 94% 以上。

7.2 铂族元素的性质

7.2.1 铂族元素的物理化学性质

铂族元素为白色—银白色的金属元素,它们之间的性质甚相近,因而将其分离提纯的工艺复杂和比较困难。铂族元素及其金属的一般物理化学性质常数见表 7-1。

表 7-1 铂族元素及其金属的一般物理化学性质常数表

物理化学常数	铂(Pt)	钯(Pd)	铱(Ir)	铑(Rh)	钌(Ru)	铑(Ru)
原子序数	78	46	77	45	76	44
原子质量	195.09	106.4	192.2	102.905	190.2	101.07
最近的原子距离/m	2.774×10^{-10}	2.751×10^{-10}	2.715×10^{-10}	2.689×10^{-10}	2.7341×10^{-10}	2.7056×10^{-10}
晶体结构	面心立方	面心立方	面心立方	面心立方	密集六方	密集六方
晶体常数 $a/10^{-10} \text{ m}(25^{\circ}\text{C})$	3.9229	3.2898	3.8392	3.8031	2.7340	2.7056
c/a	—	—	—	—	1.5799	1.5825
电子构型(基态)	$5d^96s^1$	$4d^{10}5s^0$	$5d^76s^2$	$4d^86s^1$	$5d^66s^2$	$4d^75s^2$
化合价	2, 4	2, 4	3, 4	3	4, 6, 8	3, 4, 6, 8
原子半径/m(12 配位)	1.388×10^{-10}	1.376×10^{-10}	1.357×10^{-10}	1.345×10^{-10}	1.338×10^{-10}	1.325×10^{-10}
离子半径/m(6 配位)	$0.80(+2) \times 10^{-10}$ $0.65(+4) \times 10^{-10}$	$0.80(+2) \times 10^{-10}$ $0.65(+4) \times 10^{-10}$	$0.68(+3) \times 10^{-10}$	$0.68(+3) \times 10^{-10}$	$0.88(+4) \times 10^{-10}$ $0.69(+6) \times 10^{-10}$	$0.69(+3) \times 10^{-10}$ $0.67(+4) \times 10^{-10}$
共价半径/m	1.30×10^{-10}	1.28×10^{-10}	1.27×10^{-10}	1.25×10^{-10}	1.26×10^{-10}	1.25×10^{-10}
原子体积	9.12	8.9	8.6	8.5	8.5	8.3
电负性	2.2	2.1	2.1	2.1	2.1	2.0
熔点/ $^{\circ}\text{C}$	1769	1552	2443	1960	3050	2310
沸点/ $^{\circ}\text{C}$	3800	2900	4500	3700	5020 ± 100	4080 ± 100
摩氏硬度	4.3	4.8	6.5		7.0	6.5
地球化学电价	0, 2 + , 3 + , (4 +) , (6 +)	0, 2 + , 3 + , 4 +	0, 2 + , 3 + , 4 + , (6 +)	0, 2 + , 3 + , 4 + , (6 +)	0, 2 + , 3 + , (6 +) , 4 +	0, 2 + , 3 + , (4 +) , (6 +)
磁化率	0.9712×10^{-6}	5.231×10^{-6}	0.133×10^{-6}	0.9903×10^{-6}	0.052×10^{-6}	0.427×10^{-6}
电离势/eV	9.0	8.33	9.0	7.46	8.7	7.264
热离子功函数/eV	5.39	4.99	5.10	4.80	4.7	—
密度(20°C)/ $\text{g} \cdot \text{cm}^{-3}$	21.45	12.02	22.65	12.41	22.16	12.45
热容/ $\text{J} \cdot \text{K}^{-1}$	0.1315	0.2445	0.1285	0.2466	0.1294	0.2307
电阻率(0°C)/ $\mu\Omega \cdot \text{cm}$	9.85	9.93	4.71	4.33	8.12	6.80
热导率/ $\text{W} \cdot \text{m}^{-1} \cdot \text{K}^{-1}$	71.09	75.27	146.36	150.54	87.81	104.54
地壳丰度	0.005×10^{-6}	0.013×10^{-6}	0.001×10^{-6}	0.001×10^{-6}	0.05×10^{-6}	0.005×10^{-6}
CI 型陨石 (A J Naldrett, 1980)	1020×10^{-9}	545×10^{-9}	540×10^{-9}	200×10^{-9}	514×10^{-9}	690×10^{-9}

铂族元素化学性质较稳定,其中一些元素金属不仅不溶于酸,而且在王水中也不溶解,其中钌、铑、钌最难溶。过去人们认为铂族元素对氧化剂及其他化学试剂具惰性,认为是属于不活泼的金属元素。现据大量新铂族元素矿物的不断被发现,证明铂族元素不但可形成单质矿物和自然合金,而且可与硫、砷、锑、铋、碲、铁、铅、钼等元素形成金属互化物和化合物,它们的化学性质并不惰性,而是颇为活泼的金属元素。根据各元素间物化性质的相似性,可把 6 个金属元素分为 3 个元素组:钌、钌;铑、铱;铂、钯。其化学活泼性依次递增。由于铂族元素金属及其各种合金,具有耐高温、耐腐蚀、耐氧化、高温强度好、高延展性、低膨胀系数、热电性稳定好、反光能力强和再生能力强等特性,具有极其重要的用途,因而在原子能工业、航空航天工业、汽车工业、化学工业、石油工业、陶瓷玻璃工业、电器及电子工业、医药工业、珠宝首饰、装潢、铸币业等得到广泛的应用,是现代科学、尖端技术和各种工业部门不可缺少的贵金属材料,也是各国争相储备的重要战略物资。随着科学技术的发展,铂族元素及其金属的物理化学性质不断被发现,相信铂族金属(PGM)将有更大和更广泛的应用,将在新的尖端技术领域起着极其重要的作用。

7.2.2 铂族元素的地球化学性质

铂族元素在地壳中的丰度值为:Pt 0.005×10^{-6} 、Pd 0.013×10^{-6} 、Os 0.013×10^{-6} 、Ir 0.001×10^{-6} 、Ru 0.005×10^{-6} 、Rh 0.001×10^{-6} 。上地幔的丰度值为:Pt 0.20×10^{-6} 、Pd 0.12×10^{-6} 、Os 0.05×10^{-6} 、Ir 0.05×10^{-6} 、Ru 0.10×10^{-6} 、Rh 0.02×10^{-6} (黎彤,1976)。第 I 型碳质球粒陨石 PGE 平均值:Pt 1.02×10^{-6} 、Pd 0.545×10^{-6} 、Os 0.514×10^{-6} 、Ir 0.540×10^{-6} 、Ru 0.690×10^{-6} 、Rh 0.200×10^{-6} (A J Naldrett,1980)。

由于铂族元素的地球化学性质与元素周期表中第Ⅷ族过渡金属元素相似,而表现为具有强的亲铁性和亲硫性。在自然界的不同地质环境中的成矿作用,铂族元素比铁更具有强的亲硫性和亲铜性,特别是 Pt 和 Pd 更具亲铜性的特点。铂族元素的原子体积和密度极为相近,而决定了它们之间的地球化学性质极为相似。铂族元素之间熔点的差异,又导致了它们在成矿作用和富集过程中而出现分异现象,而与造矿元素形成不同元素组合类型的铂族元素矿床。

铂族元素矿床的形成一般与深部岩浆熔离作用有关。镁质超基性岩是富镁、贫铁和硫,代表地幔的难熔部分,以富含高熔点的 Os、Ir、Ru、Rh 为特征,主要形成自然元素和金属互化物,少部分形成硫化物、硫砷化物、砷化物的矿物组合;铁质基性岩和超基性岩相对富含熔点低的 Pt 和 Pd,同时富硫和亲硫阴离子,而常常形成与 As、S、Te、Sb、Bi、Sn、Se 等化合物的矿物共生组合。因此,铂族元素最重要的地球化学特征是高度富集在基性、超基性岩及其中的铜、镍、铬、铁、钛的矿床中,而显示出亲铁性及其对硫化物的亲和力。铂族元素在岩浆作用中表现出强的亲硫性,在形成不同类型矿床中的硫化物含量也变化较大,但它们总是与硫化物密切共生,是否形成有经济价值的矿床取决于铂族元素优先分配到不混溶的硫化物中。岩浆中不混溶硫化物小熔滴的沉淀是铂族元素矿床形成过程中极其重要的地质地球化学条件。在含铂(族)铬铁矿床中,铬铁矿化早期阶段,只有少量铂族元素形成单质矿物,或者以类质同象进入铬尖晶石和硅酸盐矿物的晶格中,而大部分的铂族元素在铬铁矿富集成矿过程中,伴随着铬铁矿体形成而富集在铬铁矿体内,呈细小的自然元素、金属互化物、硫化物、硫砷化物包裹于铬铁矿或造岩矿物中。在钒钛磁铁矿矿床中,伴随着含矿熔浆的重力分异作用,除少部分铂族元素分布在钒钛磁铁矿体内,大部分铂族元素被不混溶的硫化物微滴捕集,而赋存在钒钛磁铁矿体下部的韵律层,形成富含铂族元素特别是富含 Os、Ru、Pt 的金属硫化物矿层中。在铜镍硫化物矿床中,一般情况下铂族元素聚集与铜镍矿化空间相一致,铜镍矿体常有铂族元素的富集,矿石中以 Pt、Pd 为主,而 Os、Ir、Ru、Rh 含量低为特征。由于铂族元素之间地球化学性质的差异性,在硫化物熔融体结晶过程中,各自具有不同的富集作用,Pt、Pd 与 Cu 密切相关,而 Os、Ir、Ru、Rh 与 Ni 相关性强,在相对高铜的铜镍硫化物矿体中可形成有 Pt(Pd)富集体(或地段),而在含镍黄铁矿和磁黄铁矿含量相对高的富镍矿体则出现 Os、Ir、Ru、Rh 含量相对高的富集地段,表现它们的地球化学性质和自身的晶体化学性质的一致性。显然,铂族元素在铜镍硫化物成矿过程中,形成两个不同的成矿元素共生组合,即 Ni、Co、Os、Ir、Ru、Rh 组合和 Cu、Pt、Pd、Au、Ag 组合。Pt、Pd 随黄铜矿的结晶而形成硫化物及其他亲硫阴离子的化合物(如砷化物、锑化物、碲化物等),而赋存在黄铜矿中或与其共生产出;Os、Ir、Ru、Rh 则常伴随镍黄铁矿、磁黄铁矿的结晶作用而形成细小的硫化物或硫砷化物包裹于其中,或呈类质同象分散在金属硫化物和氧化物中。因此在铜镍硫化物矿床

中,铂族元素主要呈独立的矿物相产出,与 As、S、Te、Sb、Bi、Se 等元素形成化合物,少量铂族元素呈类质同象分散在硅酸盐矿物和副矿物中。

随着铂族元素矿化在不同地质环境中发现,地质学家认为在有利的物理化学作用条件下,岩浆热液作用可成为一种活化和搬运铂族元素有效机制,可将铂族元素从只有地质背景值的广泛分布的源岩搬运到可达经济品级的沉淀地质构造环境中,成矿温度和流体成分范围均较宽,在自然界中以 $[\text{HCO}_3]^-$ 和 S、As、Cl 易溶络合物形式运移,从低温环境到较高温的富含挥发组分的热液系统中,铂族元素产于不同的地质环境中,形成以不规则矿化作用为特征的热液型铂族元素矿床(或矿化体)。随着岩浆热液温度降低、硫逸度增加,温度升高,铂族元素主要富集在与中酸性岩浆作用有关的热液多金属硫化物矿床中。如矽卡岩型铜(铁)矿床、斑岩型铜(钼)矿床及长英质火山岩多金属矿化物矿床或叠加于某些岩浆型铜镍铂(族)矿床等。铂族元素以 Pt、Pd 为主,Os、Ir、Ru、Rh 含量低微为特征,表明铂族元素各自的地球化学性质的差异性和不同的富集机理。上述情况表明,不但岩浆期后的残余溶液明显富集 Pt 和 Pd,而且岩浆热液可促使镁铁硅酸盐的变化而释放出赋存于矿物晶格中的 PGE,而发生再分配作用,或者使含有铂族元素的沉积岩或变质岩发生热液交代作用,从而形成含 PGE 的多金属硫化物矿床。

在表生作用地质环境中,铂族元素的自然元素和金属互化物是较稳定的,这为形成有重要工业价值的砂铂(族)矿床所证实。但铂族元素矿物在氧化作用、细菌作用和淋滤作用下亦会发生分解,细小的铂族元素金属颗粒可以继续生长形成较大的颗粒,如形成同心带状构造,中间是富 Os 的核,核外是 Ir、Os 成分相等的环带,最外是一圈富 Ir 的外壳。在风化残余层中,可见铂(族)以微细的胶体颗粒与黏土矿物固结成团块状产出,可见细小的颗粒中间为 Pd,而四周为 Pt 的现象。在自然界中还见有 Pt 和 Pd 以金属互化物形式呈钟乳状和葡萄状的沉积产物存在。在红土层中可见有铂(族)与金结合的块体,地质学家认为是在大气降水作用下形成的。在自然界中常发现在风化淋滤作用过程中,铂族元素与有色金属共生形成金属互化物。

在某些沉积岩中见有铂族元素富集现象,特别是铂和钯更明显。近年研究表明,海洋环境中亦有 PGE 的富集现象,包括在海底火山活动附近,大洋脊的火山喷发岩、锰结壳和锰结核中有 PGE 的富集。在有机质作用下,在煤层中亦有铂、钯、铑的富集现象,可见 Pt、Pd 形成稳定的金属有机化合物, PdCl_4^{2-} 可被有机质还原为 Pd^0 ,且被吸附或沉淀于有机质的土壤中或进入黏土质矿物的层间或其晶体缺陷中。在氧化条件下,PGE 易从硫化矿物及其他硫酸盐矿物中分解出来而形成自然元素及金属互化物。相对来说,Os、Pd 的硫化矿物比 Pt、Ir 的硫化矿物稳定性差,而 Ru 的硫化矿物抗风化作用能力最强。

综上所述,铂族元素在不同地质环境中表现出的地球化学性质,充分说明 PGE 化学性质并不惰性,而是颇为活跃的金属元素。故 PGE 从原始岩浆分异开始,经伟晶、热液、变质作用期,一直到风化、搬运和沉积阶段,从极高温、高温、中温到低温期,甚至常温下都有铂族元素活动的痕迹,显示 PGE 矿化和成矿具有广泛的地质背景。

7.3 铂族元素矿物

不同成因类型的铂族元素矿床的铂族元素矿物的发现和研究,对铂族金属矿产资源的开发和利用具有极其重要意义。虽然 18 世纪晚期已发明了显微镜,并应用于岩石学和矿物学的研究,但因铂族金属矿产类型和产地有限,仅对砂铂(族)矿床的铂族元素矿物进行有限的研究。进入 20 世纪后期,不断发现了一些铂族矿物,至 1960 年初在自然界中也仅发现不足 30

种的铂族元素矿物。由于电子探针分析仪器的问世及应用于微细粒矿物和矿物微区定量分析测试,才真正开始了铂族元素矿物研究的新时代。迄今为止,世界上在不同地质环境的铂族元素矿床中,总共发现的铂族元素矿物有 106 种,加上矿物亚种或端元成分及未定名的铂族元素矿物已达 150 多种,大大丰富了铂族元素矿物的种类和国际矿物学的内容,加深了对铂族元素的地球化学性质和成矿作用的认识和了解。中国自 20 世纪 60 年代初以来,在铂族矿物研究上取得了很大进展,至今中国广大的地域中共发现 20 多种铂族矿物和矿物亚种,对促进中国乃至世界的铂族元素矿床和铂族元素矿物研究起了重要作用,丰富了世界矿物学宝库的内容。

按照 PGE 在元素周期表第八副族中的铂(Pt)、钯(Pd)、钌(Ru)、铑(Rh)、锇(Os)、铱(Ir)等 6 种元素的排列顺序,将主要铂族元素矿物的中文名称和矿物分子式列出,见表 7-2。

表 7-2 主要铂族元素矿物表

铂族元素	矿物名称	分子式	含量/%
1. 主要铂(Pt)矿物(含量为铂的含量)	自然铂	Pt	84.0 ~ 98.0
	钯铂矿	PtPd ₂ ; Pt ₉ Pd ₄	48.9 ~ 74.1
	铜铂矿	Pt ₅ Fe ₄ Cu; Pt ₃ Fe ₃ Cu ₂	55.75
	粗铂矿	Pt ₄ Fe; Pt ₂ Fe	85.5 ~ 94.3
	铁铂矿	PtFe; Pt ₂ Fe ₃	62.1 ~ 83.5
	镍铂矿	Pt ₃ Fe ₃ Ni; Pt ₃ Fe ₅ Ni	62.1 ~ 82.0
	铱铂矿	Pt ₂ Ir	48.3 ~ 77.0
	锡铂矿	Pt ₃ Sn ₂	63.0
	六方锡铂矿	PtSn	58.0 ~ 63.0
	锡钯铂矿	PtPdSn	50.0
	锡铈钯铂矿	(Pt, Pd, Ni) ₅ (Sn, Sb) ₂	59.9 ~ 61.0
	二锡二钯三铂矿	Pt ₃ Pd ₂ Sn ₂	54.6 ~ 57.2
	二锡二铂三钯矿	Pd ₃ Pt ₂ Sn ₂	42.0
	二锡三钯三铂矿	Pt ₃ Pd ₃ Sn ₂	43.2
	三锡四铜四铂矿	Pt ₄ Cu ₄ Sn ₃	51.7
	铋铂矿	PtSb	50.5
	一铋四铂矿	Pt ₄ Sb	81.8
	二铋五铂矿	Pt ₅ Sb ₂	79.7
	铋钯铂矿	PtPdSb	49.9
	等轴铋铂矿	PtSb ₂	45.0
	三铋二钯二铂矿	Pt ₂ Pd ₂ Sb ₃	39.4 ~ 41.7
	铋金铂矿	Pt ₅ AuSb ₂	72.2 ~ 79.8
	铋铋铂矿	Pt(Sb, Bi)	50.5
	碲铂矿	PtTe; Pt ₃ Te ₃	54.8
	富碲铂矿	PtTe _{2.5-3}	34.2 ~ 37.7
	铋碲钯铂矿	(Pt, Pd)(Te, Bi) ₂	18.6 ~ 30.8
	铋碲镍铂矿	(Pt, Ni)(Te, Bi) ₂	7.0 ~ 42.6
	砷铂矿	PtAs ₂	50.3 ~ 57
	砷铱铂矿	(Pt, Ir)As ₂	45.1 ~ 45.7
	砷铂铱矿	(Ir, Pt)As ₂	20.7
	砷铑铂矿	(Pt, Rh) ₇ As ₄ (?)	48.0
	砷锇铱铂矿	Pt(Ir, Os) ₂ As ₄ (?)	22.0
	硫铂矿	PtS	77.1 ~ 85.6
	硫镍钯矿	(Pt, Pd, Ni)S	58.2 ~ 59.1
	硫砷铂矿	(PtIrRh)AsS	23.8
	铑铂矿	PtRh	62.2
	铋碲铂矿	Pt(Te, Bi) ₂	33.7 ~ 42.0
	铋铂矿	PtBi ₂	35.6 ~ 36.4

续表 7-2

铂族元素	矿物名称	分子式	含量/%
2. 主要钯(Pd)矿物(含量为钯的含量)	自然钯	Pd	86.2 ~ 100.0
	六方钯矿	Pd	95.0
	汞钯矿	PdHg	34.8 ~ 35.9
	铂金钯矿	(Pd, Au)Pt	43.7
	钯金矿	AuPd	5.8 ~ 11.6
	一铅三钯矿	Pd ₃ Pb	55.6 ~ 63.0
	一铅四钯矿	Pd ₄ Pb	70.0
	铅钯矿	Pd ₃ Pb ₂	41.3 ~ 44.6
	三铅四钯矿	Pd ₄ Pb ₃	40.0
	铋铅钯矿	Pd ₂ PbBi	30.9 ~ 34.2
	铋二铅三钯矿	Pd ₃ Pb ₂ Bi	35.0
	铋三铅三钯矿	Pd ₃ Pb ₃ Bi	27.0
	锡钯矿	Pd ₃ Sn ₂	58.0
	锡铜四钯矿	Pd ₄ CuSn	61.0
	二锡二铜五钯矿	Pd ₅ Cu ₂ Sn ₂	57.0
	锡铜铂钯矿	Pd ₂ PtCuSn	34.2
	多锡铜铂钯矿	Pd ₇ PtCu ₂ Sn ₃	46.2
	锡铅铜钯矿	Pd ₆ Cu(Sn, Pb) ₃	57.6
	锡铅钯矿	Pd ₈ Pb ₃ Sn	70.0
	铅锡铂钯矿	(Pd, Pt) ₃ (Pb, Sn)	55.0 ~ 57.6
	锡铅铂钯矿	(Pd, Pt) ₇ (Sn, Pb) ₂	45.2 ~ 51.0
	锑钯矿	Pd ₃ Sb	70.35 ~ 73
	锑铂二钯矿	Pd ₂ PtSb	36.1 ~ 42.6
	锑铂钯矿	PdPtSb	28.7 ~ 32.4
	锑铜二钯矿	Pd ₂ CuSb	53.5
	多锑铜钯矿	Pd ₈ CuSb ₃	62.0
	铋锑钯矿	Pd(Sb, Bi)	43.6
	黄铋碲钯矿	Pd(Te, Bi)	29.5 ~ 45.9
	铋碲钯矿	Pd(Te, Bi) ₂	19.4 ~ 33.2
	铋碲铂钯矿	(Pd, Pt)(Te, Bi) ₂	14.9 ~ 18.7
	等轴铋碲钯矿	Pd(Te, Bi) ₂	17.0 ~ 28.4
	等轴铂铋碲钯矿	(Pd _{0.75} Pt _{0.25})(Te, Bi) ₂	10.0 ~ 16.9
	铋碲镍银钯矿	(Pd, Ag, Ni)(Te, Bi) ₂	4.1 ~ 15.6
	铋碲汞钯矿	(Pt, Hg) _x (Te, Bi) _y	27.8
	硒铜钯矿	(Pd, Cu)Se ₅	44.1 ~ 44.9
	一铋二钯矿	Pd ₂ Bi	50.0
	单斜铋钯矿	PdBi ₂	17.6 ~ 19.1
	三铋一钯矿	PdBi ₃	13.0 ~ 16.0
	铋银钯矿	(Pd, Ag)Bi ₂	12.3
	砷钯矿	Pd ₃ As	79.8
	砷镍钯矿	Pd ₂ Ni ₂ As; Pd ₃ Ni ₄ As ₃	41.0 ~ 54.0
	砷锡钯矿	Pd ₉ Sn ₃ As ₂	64.4
	砷铅钯矿	(Pd, Pb) ₃ As	66.2
	硫铂钯矿	(Pd, Pt)S	55.6 ~ 57.7
	硫镍钯矿	(Pd, Ni)S	57.10 ~ 61.90
	铋碲镍钯矿	(Pd, Ni)(Te, Bi) ₂	2.1 ~ 18.3
	锡二铜六钯矿	Pd ₆ Cu ₂ Sn	65.0
	钯华	PdO	

续表 7-2

铂族元素	矿物名称	分子式	含量/%
3. 主要钌(Ru)矿物(含量为钌的含量)	铁钌矿	Ru_3Fe	73.7
	铱钌矿	$Ru_{1-6}Os_{1-2}Ir$	21.0~55.0
	硫钌矿	RuS_2	61~67
	硫铱钌矿	$(Ru,Os,Ir)S_2$	18.0~38.1
4. 主要铑(Rh)矿物(含量为铑的含量)	钯硫砷铑矿	$(Rh,Pd,Pt)AsS$	30.8
	硫砷铑矿	$RhAsS$	41.3
	钌硫砷铑矿	$(Rh,Ru,Pt)AsS$	24.6
5. 主要锇(Os)矿物(含量为锇的含量)	自然锇	Os	95.0~98.0
	铱锇矿	$Os_{>1}Ir(Os_{6.5}Ir)$	41.8~86.5
	钌铱锇矿	$Os_2Ir_{1-2}Ru_{1-2}$	41.4~49.5
	砷铂锇矿	$(Os,Pt)As_2(?)$	36.3
	硫锇矿	OsS_2	64.3~68.0
	硫铱锇矿	$(Os,Ir)s$	69.2
	金铱锇矿	$AuIrOs$	
	硫砷钌锇矿	$(Os,Ru)AsS$	35.6
6. 主要铱(Ir)矿物(含量为铱的含量)	自然铱	Ir	95.0
	铂铱矿	$IrPt$	76.85
	等轴铱铱矿	$Ir_2Os(Ir_6O_5)$	65.4~79.1
	等轴铂铱铱矿	$Ir_{5-4}Os_{1-10}Pt_2$	59.1~66.8
	等轴金铱铱矿	Ir_2OsAu	51.7
	铱铱矿	$IrOs(Ir_4Os)$	46.8~77.2
	铑铱铱矿	Ir_6Os_2Rh	64.5
	钌铱铱矿	$Ir_{2-3}Os_2Ru$	43.1~51.4
	砷铂铱矿	$(Ir,Pt)As_2$	39.6
	钌硫砷铱矿	$(Ir,Ru,Rh,Pt)AsS$	23.0
	硫砷铱矿	$(Ir,Pt,Rh)AsS$	44.8~58.7
	铱硫砷铱矿	$(Ir,Os,Pt)AsS(?)$	35.8
	铱金矿	Au,Ir	30.4

注:摘自 1978 年冶金工业出版社《野外地质工作参考资料》。

铂族元素除可形成单元素矿物外,它们之间和同族元素及邻族副族元素均可形成金属互化物。铂族元素和非金属元素性能强的元素(如 O、S、Se、Te 等)及两性元素(如 As、Sb、Bi 等)可组成简单和复杂的化合物,而 Sn、Pb、Cu、Fe、Hg、Ag、Au 可与铂族元素形成金属互化物。

根据元素组合形式和矿物特征,可将在自然界中发现的铂族矿物大概可分为 13 大类,即自然元素及金属互化物、砷化物、硫化物、硫铋化物、砷化物、硫硒化物、氧化物、铋化物、碲化物、碲铋化物、铋化物、碲铋化物和含铂族元素矿物类。表现在不同岩石类型和不同成因类型的矿床中存在不同类型的铂族矿物。

在自然界中发现的铂族元素矿物,而以铂和钯类矿物占已知铂族元素矿物的 70%,表明 Pt 和 Pd 比 Os、Ir、Ru、Rh 4 个元素在上地幔的丰度高。但实际上较常见的铂族元素矿物主要为砷铂矿、碲铂矿、碲铋钯矿、铋钯矿、硫镍钯铂矿、铁铂矿、自然铂、铱铱矿、硒钯矿、铋钯矿等。铂族元素矿物种类中尤以自然元素及金属互化物最多,其次为硫化物、砷化物、碲化物、硫砷化物、铋化物,较少的为硒化物、氧化物、铋化物、碲铋化物、碲铋化物和硫铋化物。

随着铂族元素矿物在不同成因类型矿床中的不断发现和深入研究,使人们改变了过去

对铂族元素赋存状态的看法,认为铂族元素在自然界中主要呈类质同象或以分散状态分布在金属硫化矿物或硅酸盐矿物中,很少以独立的铂族矿物存在的认识。实际上由于PGE具有较活泼的化学性质,而在各类金属矿床中与多种元素形成各种类型的独立的铂族元素矿物,同时在不同地质体中存在相当量的呈类质同象或呈分散状态的铂族元素,存在有含微量和一定量的铂族元素矿物和硅酸盐矿物。在含碳质或有机质的沉积岩层和金属硫化物矿床中存在吸附型的铂族元素或铂族元素有机化合物。铂族矿物在自然界中仍属于稀少矿物类,在一个地质体或一些矿床中虽可见到10多种铂族矿物产出,但一般情况下只有1~3种为主要的矿物,且数量也很有限,其余铂(族)矿物极其微量、细小和分散。在这里简述各类铂族矿物的产出特征:

(1) 自然元素及金属互化物类。包括铂族元素单质矿物和二元素以上组成的矿物及PGE与Fe、Cu、Ni、Pb、Sn、Bi、Au、Ag等组成的矿物。该类矿物在自然界分布很广,在岩浆岩型的铜镍、铬、钛矿床及矽卡岩型、热液型和沉积型矿床中均有发现。除含铁的矿物外,均为无磁性,多数矿物具脆性,只有少数具延展性,矿物反射率高、比重大及具有中等硬度为特征。

(2) 砷化物、硫化物和硫砷化物类。在自然界中6种铂族元素都可与S和As形成二元素和多元素的化合物,在各种成因类型的铂(族)矿床中都有出现。特别是铜镍矿床和铬铁矿床中,还可见到与Ni、Hg、Pb、Sb与S、As构造多元素硫化物或硫砷化物。

(3) 硒化物类。在自然界中只有低熔点的Pt和Pd与Se形成化合物,一般产于热液型多金属硫化物矿床中。

(4) 铋化物和碲铋化物类。这两类铂族元素化合物在自然界中发现也较少,主要为Pd的铋化物和碲铋化物,仅在中国发现Ir的碲铋化物(马营矿)。

(5) 碲化物、锑化物和碲锑化物类。在自然界中由于Te与Sb容易发生相互替代现象,故亦发现少量的Pb与Te-Sb的化合物,而最多的还是Pt、Pd与Te、Sb组成的碲化物和锑化物,也见有Ir与Te形成碲化物。这些铂(族)化合物在岩浆岩型和热液型铂(族)矿床中均有产出,是Pt、Pd形成较多的铂族元素矿物。

(6) 硫铋化物类。只见Pt与S、Bi形成的化合物。近年由中国於祖相发现于河北滦平县三道沟,产于接触蚀变交代型铜矿床的唯一的李四光矿(CuPtBiS)。

(7) 氧化物类。目前除见到钯华一种矿物外,亦见有报道几种未定名的铂族元素氧化物,均为铂族矿物蚀变或风化后的产物。在自然界中属极少数的一类铂族矿物。

在各种成因类型的铂族元素矿床中,铂族矿物及其产出特征如下所述:

(1) 铜镍型铂(族)矿床的铂族元素矿物种类最多,分布最广,多类铂族元素矿物均能见到,并以Pt和Pd的矿物为主,主要与S、As、Bi、Pb、Sb等形成二元素和多元素的化合物。某些矿床还可见到Os、Ir、Ru的硫化物、硫砷化物、自然元素及金属互化物。不少矿床产出的铂族矿物多达一、二十种之多,而有少数矿床铂族矿物种类较简单。目前在世界各地的铜镍矿床中发现的铂族矿物多达50多种,而95%以上的均为Pt和Pd的矿物,并以As、Te、S、Sb为主的Pt和Pd的化合物。只见到微量的Ir、Ru、Os的矿物。

(2) 铬铁矿型铂(族)矿床中的铂族元素矿物种类也较多,但以Os、Ir、Pt和Ru的矿物最多。主要存在形式为Os-Ir-Ru-Pt、Pt-Fe的自然元素金属互化物和S、As、S-As的化合物。少数矿床还出现有Rh-Fe-Ir矿物和Pd的硫化物和锑化物。该类型矿床中共发

现 30 多种的铂族矿物。其中以 Os、Ir、Ru 的矿物类占矿物数量的 65% 以上, Rh 的矿物特别稀少为特征。

(3) 钒钛磁铁矿型铂(族)矿床中的铂族元素矿物以 Pt 和 Pd 的矿物为特征,其主要存在形式为 Pt-Fe 互化物和 Pt、Pd 与 As、Hg、Sb、Te、S 的化合物,并可出现少量的 Os、Ir、Ru 的自然元素及金属互化物和硫化物。在该类型铂(族)矿床中共发现近 20 种铂族矿物。在空间上与钛铁矿紧密伴生,充填于辉石、橄榄石和钛铁矿颗粒之间或与 Cu、Fe、Ni 硫化物密切共生。

(4) 砂铂(族)矿床的铂族元素矿物,主要为 Os-Ir 及 Pt、Ir、Ru、Rh 的自然元素、金属互化物及硫化物,并发现有 Pt、Pd 与 Au 形成的金属互化物,还有 Pd 与 As、Te 的化合物和 Pt 与 Sb、Se、Te 的化合物。不同的砂铂(族)矿床中 PGE 矿物共生组合具有较大的差异,这表明含铂(族)岩体和矿床类型的不同,显示铂(族)矿物来源于不同类型的原生铂族元素矿床或含铂(族)岩体。

(5) 沉积型或黑色页岩型铂(族)矿床的铂族元素赋存形式明显地存在两类元素组合为其特征:一是 Pd、Pt、Ni、Mo、Bi、Se、Y 的组合;二是 Pt、Pd、Sb、Cu、Au、U、F 的组合。这些共生元素的出现和赋存形式,表明成矿作用受到后来热液作用的影响有关,与火山热液作用有关的海相黑色页岩中的 PGE 赋存形式有明显差异。铂族元素矿物种类较复杂,主要以 Au-Ag-PGE-Hg 和 Pt-Ir 的互化物、自然元素、铋化物、砷化物和硫砷化物为特征。在某些特殊情况下,它们可形成金属有机化合物。

(6) 热液型铂(族)矿床的铂族元素矿物,主要以 Pt、Pd 的 As、Te、Sb、S 的化合物及少量的 Bi、Se 化合物,偶见有 Pt、Pd 的自然元素及金属互化物。在该类型铂(族)矿床中共发现 10 多种 Pt 和 Pd 的矿物、尚未发现 Os、Ir、Ru、Rh 的矿物。铂族元素矿物颗粒小,常包裹于黄铜矿、斑铜矿、磁黄铁矿、磁铁矿的矿物中。

7.4 铂族元素矿床类型

7.4.1 铂族元素矿床成因类型

7.4.1.1 成因类型的划分原则

矿床成因类型的分类在认识上颇为难获得统一共识的问题。随着铂族元素矿化地质体、铂(族)矿床和成矿岩带的发现。中国铂族元素矿床成因分类是在不断总结和完善之中。卡布里和 A J 纳尔德雷特(1984)按矿石组合特征提出划分铂族元素矿床分类方案,即按矿石属硫化物组合或是氧化物-硫化物组合将世界铂族元素矿床成因类型划分为两大类和 10 个亚类。肖森宏等(1984)根据含矿岩体产出的构造环境、岩体类型、矿化赋存部位和矿化类型,将中国铂族元素矿床分成岩浆熔离矿床、热液再造铂(族)矿床和砂铂矿床三大类型。杨星等(1993)依据矿床形成的地质构造位置和产生的岩石建造类型、不同类别岩浆岩的成矿组合与伴生矿化的差别等,将中国铂族元素矿床成因类型分成岩浆型、热液型和砂铂矿三大类型。近年来,由于在某些国家不断在金、银、稀有、有色金属矿床和不同时代沉积含碳页岩和高碳构造岩等,发现有铂族元素矿化和富集的事实,表明铂族元素矿床的分类原则只具有相对性而无绝对性。随着铂族元素新类型矿床的发现和选冶技术的提高,低品位的铂族矿化类型有可能成为被工业利用的矿产资源,新的更合理的和被大家公认的分类原

则和方案会更趋于成熟和完善。

根据中国铂族元素矿床产出的地质环境、容矿岩石类型、共生元素组合、成矿作用性质、矿化类型等,并考虑到中国铂族金属矿产资源的实际情况,把产于不同地质环境和不同金属硫化物矿床中含铂族元素或矿化类型,作为铂族元素矿床来描述,本书将中国铂族元素矿床的成因类型划分为岩浆型、热液型和外生型三大类型和 10 个亚类。其成因类型见表 7-3。

表 7-3 中国铂族元素矿床分类表

矿床类型		含矿岩体或岩石类型	实 例
岩浆型	1. 铜镍型	铁质超基性岩体	金川、金宝山、五星、红石湾、拉水峡、岔路子、周庵、榆树沟、柳树庄
		铁质基性、超基性杂岩体	朱布、黄山东、杨柳坪、大坡岭、赤柏松、核桃树、白石泉、汗牛
		铁质基性岩体	喀拉通克、尾洞、黄花滩、小南山、红石磊、红洞沟
	2. 铬铁矿型	蛇绿岩、镁铁质—超镁铁质侵入岩体	大道尔吉、罗布莎、东巧、小松山、松树沟、高寺台
	3. 钒钛磁铁矿型	层状基性岩体、基性超基性杂岩体、斜长岩岩体	新街、红格、攀枝花、安益、大庙—黑山
热液型	4. 矽卡岩型	酸性或基性侵入岩体与碳酸盐岩或火山沉积岩接触带岩石	铜绿山、铜山口、大红山、赤马山、铜官山、新桥、金口岭、笔山
	5. 斑岩型	花岗斑岩、石英斑岩、花岗闪长岩	德兴、玉龙、多宝山、大红山、井边
	6. 热液型	不同时代的沉积岩、变质岩、构造破碎带	三道沟、银洞山
	7. 石英脉型	硫化物石英脉、硅化蚀变岩石	金山、夹皮沟、铜井
	8. 构造蚀变岩型	辉石岩岩体、白云岩	大岩子
外生型	9. 镍钼型	黑色岩系、含碳质黑色页岩	大庸、慈利、积金、遵义、德泽、金溪
	10. 砂铂(族)矿床	产于现代河床、河漫滩、低谷洼地、风化壳、坡地	酸刺沟、红坑、阿尔腾哈拉、罗匠沟、沙巴恰普、乌坊、阿拉坦敖包

7.4.1.2 成因类型及其地质特征

A 岩浆型铂族元素矿床

该类型的铂族元素矿床是指与深部岩浆作用引起铂族元素成矿和富集在岩浆岩体内的所有铂族元素矿床。一般来说 PGE 的矿化与富集与不混溶硫化物熔体从岩浆硅酸盐熔体中分凝过程有关。PGE 在岩浆熔体中被硫化物熔滴捕集而在铜镍矿化和成矿同时产于岩体的特定岩相中,或与铬铁矿或钒钛磁铁矿的成矿作用有关,而赋存在铬铁矿体、钒钛磁铁矿体和富硫化物的韵律层中。故岩浆型铂族元素矿床可分为铜镍型、铬铁矿型和钒钛磁铁矿型三个亚类。

a 铜镍型铂族元素矿床亚类

这是中国目前最主要的铂族金属矿产资源。按含矿岩石类型可细分为产于超基性岩体、基性超基性杂岩体和基性岩体的三种不同岩石类型的铜镍型铂族元素矿床。

(1) 超基性岩体内的铜镍型铂族元素矿床。铂族元素成矿作用与铁质超基性岩有关。具有大型和特大型铂(族)矿床。岩相越复杂且分异作用完善,其含矿性越好。PGE 矿化和富集与 Cu、Ni 成矿作用密切相关。PGE 主要富集在铜镍矿石中。一般情况下,铜镍矿体就

是铂族元素富集体, PGE 与 Cu、Ni 伴生产出, 并以富集 Pt、Pd 而贫 Os、Ir、Ru、Rh 为特征。PGE 通常随 Cu、Ni 含量的变化而变化, 显示 PGE 与 Cu、Ni 呈正消长关系。超基性岩体的侵入与深大断裂密切相关、常产于稳定的大地构造单元与造山带结合部位附近或者地台区的边缘。当超基性岩浆的侵入和分异凝结时, 铂族元素和 Cu、Ni 共同富集成矿, 矿体呈层状、似层状产出。PGE 主要呈自然元素、金属互化物、砷化物、硫化物、锑化物、碲铋化物、碲化物、硫砷化物产出。且主要与黄铜矿等金属硫化物密切共生或包裹其中, 或产于金属硫化物的裂隙中, 表现具有多期的结晶作用。如甘肃金川铜镍型铂族元素矿床。该矿床产于华北地台阿拉善台块西南边缘的龙首山隆起区的超基性岩体内, 全矿区产有 60 多个 Pt(Pd) 大于 1.0×10^{-6} 的铂(钯)富集体, 还有 Os、Ir、Ru、Rh 含量相对高的富集地段及 Os(Ru) 大于 0.4×10^{-6} 的高含量贯入型特富铜镍矿体。总体上 Pt、Pd 与 Cu 密切相关, 而 Os、Ir、Ru、Rh 与 Ni 相关性强。铂族元素矿物种类较多, 主要铂族元素矿物为砷铂矿、碲铋镍钯矿、碲铋银钯矿、碲铋钯矿。矿石中 90% 以上的 Pt 呈独立矿物存在, 而 85% 以上的 Pd 呈独立矿物产出。该矿床为岩浆熔离及贯入作用形成的大型铜镍型铂族元素矿床。此外, 还有云南金宝山、北京红石湾、黑龙江五星、辽宁岔路子、青海拉水峡、河南周庵、甘肃榆树沟及河南柳树庄等超基性岩体内的铜镍型铂(族)矿床。

(2) 基性超基性杂岩体内铜镍型铂族元素矿床。矿体大多数产于基性程度高的超基性岩相中。由于重力分异作用的结果, 一般来说, 富含橄榄石的超基性岩相都位于基性程度低的基性岩的下部或中下部, 形成多个矿体和似层状矿体, 故矿体赋存在岩体内基性程度较高的岩相中, 形成有中、小型或大型的铜镍型铂族元素矿床。矿石多为超基性岩相的富矿石, 矿体多呈似层状和透镜体状产出。PGE 以 Pt、Pd 为主, Os、Ir、Ru、Rh 含量低微。Pt、Pd 主要呈碲、砷、铋、锑化合物产出, 并与金属硫化物密切共生。如云南朱布铜镍型铂族元素矿床。该矿床位于康滇地轴中段的永仁隆起东侧的元谋基性超基性岩带内, 岩带严格受昔格达—元谋断裂带控制; 岩体分异良好, 具有明显的垂直分带现象, 下部为橄榄岩相、上部为辉长岩相, 各岩相呈渐变过渡关系, 岩体属铁质基性超基性岩石类型; 含矿岩石为橄榄岩, 矿体呈透镜体状和似层状; 矿石中 Pt、Pd 平均含量分别为 0.54×10^{-6} 和 0.33×10^{-6} ; 铂族元素矿物呈砷化物、硫砷化物、铋化物和碲铋化物产生, Pt、Pd 矿物与铜镍硫化物密切共生, 矿体严格受岩相控制; 矿床成因属岩浆熔离—贯入的铜镍型铂族元素矿床。还有, 新疆哈密黄山东、白石泉和图拉尔根, 四川杨柳坪, 广西宝坛地区的大坡岭、池洞, 吉林通化赤柏松和新安, 四川会理核桃树、四川小金汗牛等基性超基性杂岩体内铜镍型铂(族)矿床。

(3) 基性岩岩体内铜镍型铂族元素矿床。中国的基性岩体规模不大, 一般为中、小型的岩体。在基性岩体内常存在含一定橄榄石的基性程度相对高的异离体岩相, 且含矿较好。含铂(族)铜镍矿体呈透镜体状或似层状产于基性程度较高的岩相中, 特别是富含橄榄石的苏长岩和辉长岩相。PGE 与 Cu、Ni 共同赋存在相同的岩相中。矿石以富 Pt、Pd, 而 Os、Ir、Ru、Rh 含量低微为特征。铂(族)矿物主要呈砷、碲、锑、铋化物产出, 包裹于铜镍硫化矿物中或产于其边缘。成矿作用具有明显的重力分异现象。如新疆喀拉通克大型的铜镍型铂族元素矿床。该矿床位于阿尔泰褶皱带与准噶尔褶皱带两大构造单元接合部的南侧, 矿体产于橄榄苏长岩—苏长辉长岩—闪长岩型的基性程度偏高的橄榄苏长岩相中, 次为苏长辉长岩相; 矿体产于岩体的中、下部, 且受构造破碎带控制, 为岩浆晚期熔离—贯入型的含铂(族)的铜镍硫化物矿床。在特富铜镍矿石中, Pt 和 Pd 的独立矿物分别占矿石中 Pt 和 Pd

含量的 95.35% 和 94.91%。此外还有云南富宁屋洞, 内蒙古达茂旗黄花滩、四子王旗小南山, 山东历城红洞沟, 北京丰宁红石磊等基性岩体内的铜镍型铂(族)矿床。

b 铬铁矿型铂族元素矿床亚类

该类型矿床是指与铬铁矿密切共生的铂族金属矿产资源, 属非层状的镁铁质基性超基岩石类型。含铂(族)铬岩体形成与 Ca-Mg-Fe 岩浆系列低 Ca 高 Mg 岩浆有关。含矿岩体为蛇绿岩, 属镁铁质—超镁铁质的基性超基性侵入岩体。含矿岩石类型为单辉橄榄岩—辉石岩—辉长岩体, 而以 Fe、Ca 高 Mg 低为特征。工业矿体产于由斜辉辉橄岩和橄橄岩分离体组成的岩相中。铬铁矿石中以 PGE 相对富含高熔点的 Os、Ir、Ru、Rh 而贫 Pt、Pd 为特征。PGE 富集在铬铁矿石中取决于 PGE 含量和分异结晶作用, 即受构造环境、含矿岩浆成分、熔离程度、分异和扩散作用等多种因素的制约结果。一般为岩浆晚期结晶作用的产物, 属晚期岩浆熔离矿床, 而由晚期岩浆残余含矿熔融体形成的矿体, 其工业意义不大。如甘肃大道尔吉铬铁矿型铂族元素矿床。超基性岩体位于祁连中间地块西端南缘沙果河断裂的北侧, 岩体呈狭长的透镜体状; 沿沙果河断裂北侧向北西—南东方向展布, 属富镁质—超镁铁质超基性岩; 矿体赋存在纯橄岩和含辉橄橄岩相中, 矿体形态多为长条状、扁豆状、透镜体状; 富铬铁矿石中 PGE 平均品位为 0.306×10^{-6} , PGE 以 Ru 最高, 占总量的 57.84%, 其次为 Os, 占总量的 26.37%, Ir 占 9.75%, Rh 占 2.36%; PGE 矿化富集体就是铬尖石的富集体; 矿床成因为晚期岩浆分凝作用的铬铁矿型铂族元素矿床。此外还有西藏罗布莎、东巧, 宁夏小松山、陕西松树沟, 河北承德高寺台, 新疆扎河坝等铬铁矿型铂族元素矿床。

c 钒钛磁铁矿型铂族元素矿床亚类

含矿岩类为铁质基性岩和富铁质超基性岩。赋矿岩石类型主要为辉长岩类、辉长岩—辉石岩—橄橄岩类和辉绿岩类。绝大多数含矿岩体分异作用良好, 形成韵律式变化的层状岩体, 表现出岩体从上到下基性程度逐渐增高的特征。矿体与基性程度高的暗色岩相有关, 一般均位于岩体下部或中下部, 有的岩体暗色岩相显示韵律性的变化, 而矿体则由多层矿层组成。在岩浆分异演化过程中, 有用元素形成不同元素组合的钒钛磁铁矿体(层)。一般情况下矿体底部富集铬、铂族元素, 并可形成富铂(族)的硫化物矿层, 而上部则富集钛和磷。铂族元素主要赋存在金属硫化物层中, 在金属氧化物和硅酸盐矿物层中亦有产出。如四川攀西地区钒钛磁铁矿型铂族元素矿床。

钒钛磁铁矿型铂族元素矿床可划出四种不同矿床类型:

(1) 含铬铂(族)钒钛磁铁矿床, 矿石中 Cr、PGE、Cu、Ni、Co 等含量高, 在矿床底部产出一定厚度的 Cr、PGE、Cu、Ni、Co 的硫化物富集层, 如红格、新街矿床。新街矿床的矿体厚度可达 5~8m, PGE 含量一般为 $0.30 \times 10^{-6} \sim 0.90 \times 10^{-6}$, 最高可达 1.804×10^{-6} 。

(2) 一般钒钛磁铁矿床, 矿石中的 Cr、PGE、Co、Ni 含量比(1)类型低, 一般不形成含铂(族)硫化物富集层, 但 PGE 等伴生元素都具有综合利用价值。如攀枝花、白马、太和等矿床。

(3) 含铂(族)钒钛磁铁矿床, 在矿体底部可形成达 28m 厚的贫 PGE 的钒钛磁铁矿层, Pt + Pd 含量可达 $0.30 \times 10^{-6} \sim 0.60 \times 10^{-6}$, 最高可达 2.5×10^{-6} , 矿层含铬相对较低, 如云南牟定安益矿床。

(4) 富含钛铁矿、金红石的钒钛磁铁矿床, 一般岩体下部含矿性较差, 金属硫化物含量低, PGE 含量也低, 而岩体上部基性岩相产有以钛铁矿为主的钒钛磁铁矿矿层。如云南德

昌巴铜钒钛磁铁矿床。

还有云南牟定安益,四川新街、红格,河北大庙—黑山等钒钛磁铁矿型铂族元素矿床。

B 热液型铂族元素矿床

热液型铂族元素矿床系指在不同地质构造环境中的沉积岩(或岩浆岩、变质岩),通过岩浆期后气液流体的热液作用或交代作用的富集或成矿作用所形成的含 PGE 的多金属硫化物矿床。从地质、岩石、矿物组合、矿床地质等研究结果,表明铂族元素含量较低,且主要是 Pt 和 Pd,并与中酸性侵入岩有关。该类型铂族元素矿床对中国铂族金属(PGM)产量还未产生重要作用,且对该类型铂族金属矿产资源的地质研究也很不够。目前在中国发现的热液型铂族元素矿床类型有:矽卡岩型、斑岩型、热液型、石英脉型和构造蚀变岩型的五个亚类。对锡石—硫化物矿床,铀(金)矿床和其他热液多金属矿床的含铂(族)性也进行了一些查定。尽管目前岩浆期后热液型铂族元素矿化作用研究程度较低,但已引起中国地质工作者广泛关注,特别是火山作用的热液流体和喷气环境中的气液流体的富集作用,对铂族元素的富集和成矿可能具有重要意义,今后值得重视。现将五个亚类分述如下:

(1) 矽卡岩型铜(铁)矿床主要指赋存在矽卡岩型铜(铁)矿床、矽卡岩型铜(钼)矿床和矽卡岩铜矿床的伴生铂族金属矿产资源。成矿母岩为中酸性的花岗闪长岩和石英闪长岩,较少为闪长岩,而一般与花岗岩无关。矿体产于岩体与灰岩、泥灰岩、钙质页岩和白云质灰岩的接触处的内外接触带,并具明显的分带现象。PGE 主要为 Pt 和 Pd,而 Os、Ir、Ru、Rh 含量极微。发现的铂族矿物有含钯金银矿、碲钯矿、碲铂钯矿。铂族元素主要赋存在黄铜矿中,与铜、金密切共生。如安徽铜官山地区的矽卡岩型铜(铁)矿床,湖北大冶矽卡岩型铜(钼)矿床和铜山口铜矿床。

(2) 斑岩型铜(钼)矿床系指赋存在斑岩型铜(钼)矿床中的铂族金属矿产资源。成矿母岩为中酸性花岗闪长斑岩,在侵入体内及其内外接触带形成浸染状、网脉状、似层状和透镜体状的铜(钼)矿体。矿石中 PGE 含量一般为 $0.10 \times 10^{-6} \sim 0.17 \times 10^{-6}$,主要为 Pt 和 Pd。发现的铂族矿物有碲钯矿、碲钯铂矿、斜碲钯矿,如江西德兴、西藏玉龙、黑龙江多宝山和云南西北部的普朗斑岩型铜(钼)矿床。

(3) 热液型铜矿床是岩浆期后热液活动产生的一类较重要的含铂族元素的金属硫化物矿床。铂族元素矿化普遍,特别是高一中温热液矿床。PGE 主要是 Pt 和 Pd,并以铋、碲、砷化物形式产出,而 Os、Ir、Ru、Rh 含量低微。中国热液型铜矿床中(Pt + Pd)含量一般为 $0.08 \times 10^{-6} \sim 0.25 \times 10^{-6}$,最高可达 0.60×10^{-6} 。发现的铂族矿物有含铂碲钯矿、黄碲钯矿、含钯碲铂矿,并与金属硫化物密切共生,如河北滦平三道沟、湖北均县银铜山铜矿床,云南新平大红山铜(铁)矿床,安徽枞阳井边铜矿床等。

(4) 硫化物石英脉型金(铜)矿床。研究表明构造破碎带和裂隙破碎构造系统对成矿具有明显的控制作用。一般为裂隙充填或交代蚀变成矿的脉状矿体,有单脉、复脉和网脉状矿体。铂族元素矿化富集与金的热液成矿作用和有机质有密切关系。矿石中的铂族矿物有自然铂、碲钯矿、碲铂钯矿、砷铂矿、钯金矿,如江西金山金矿床、南京江宁铜井金铜矿床和吉林夹皮沟金矿床。

(5) 构造蚀变岩型铜(镍)铂(族)矿床,如四川会理大岩子构造蚀变岩型铜(镍)铂(族)矿床。矿床位于安宁河断裂会理段的东侧,超基性岩体侵入震旦系灯影组白云岩中,矿体产于超基性岩体与白云岩接触的断裂破碎带的两侧,呈大脉状或多条岩脉产出;矿化带

长度达 400 多米,厚度 3.8 m,最厚达 6 米多;接触带围岩蚀变具有明显的分带现象;主要成矿元素为:Cu 2.5%、Ni 0.6%、Au 0.48×10^{-6} 、Pt + Pd 平均含量为 4.80×10^{-6} 。矿床属碱性拉斑玄武岩浆期后含 Cu、Ni、PGE 及其他有益元素的硫化物组合的热液作用成矿与富集作用,于构造破碎带而形成的热液交代作用的含铂(族)的金属硫化物矿床。

C 外生型铂族元素矿床

外生型铂族元素矿床是指在地质外力作用下,通过空气、风、水、冰以及生物等因素,对地球表面的岩石破坏,并把破坏的岩石碎屑和含矿物质的全部或大部分以不同方式残留下来,或被水、冰等营力搬运到别的地区,在一定的地质环境沉积下来,而形成可供人们开采利用的有用矿物集合体,或受后来的化学作用和热液叠加作用而成具有工业价值的铂族金属矿产资源。目前在中国发现具有综合利用价值和开发利用价值的铂族元素矿床,只有镍钼型铂族元素矿床(或称沉积型铂(族)矿床)和砂铂(族)矿床两个亚类。

镍钼型铂族元素矿床系指赋存在中国南方下寒武统牛蹄塘组黑色岩系中,与镍钼矿共生的铂族元素矿产资源。Ni、Mo、PGE 等多种金属元素在特定的沉积环境中富集成矿。在黑色页岩中的 Ni、Mo 金属硫化物层含有一定数量的 PGE 和其他有色和稀土元素。矿体多呈似层状、透镜体状,矿体厚度不大,一般与上下岩层呈整合接触,受沉积岩层层位控制。富矿体多呈透镜体状,扁豆体状或扁豆体群产出,一般产于黑色岩系的底部。含矿围岩主要为黑色白云质页岩和黑色粉砂质岩,含大量黄铁矿和磷、钒、碳泥质等。镍钼矿石 REE 平均含量达 885.6×10^{-6} , V_2O_5 含量为 0.3% ~ 0.5%, PGE 主要为 Pt 和 Pd,其次是 Os、Ir,而 Ru、Rh 低微。目前未发现独立铂族矿物。黑色岩系成矿物质来源具有多源性,是多种物质来源沉积聚集的结果。矿床成因属同生沉积的多金属矿床。如湖南大庸天门山地区的镍钼型铂族元素矿床,矿体产于牛蹄塘组黑色岩系中,系富含有机质和黄铁矿的碎屑沉积岩层;矿体呈缓倾斜的似层状产出,其次为透镜体状、扁豆状,矿体与围岩呈整合接触;镍钼矿石中 V_2O_5 0.32%、REE 平均含量为 889.36×10^{-6} , Pt 和 Pd 平均含量分别为 0.288×10^{-6} 和 0.320×10^{-6} , Os 0.075×10^{-6} 、Ir 0.043×10^{-6} 。从 REE、Ni、Mo、V、P 和 PGE 密切共生的元素组合特征,表明这些元素是在相同的地质背景和地质作用下沉积富集成矿,成矿物质来源具有多源性,为同生沉积含铂(族)多金属矿床。还有贵州积金、遵义,浙江桐庐金溪,云南德泽等含铂(族)镍钼矿床。

砂铂(族)矿床。主要为古砾岩砂矿床、冲积砂矿床、海滨砂矿床,其次是淋滤残积砂矿床和坡积砂矿床。中国砂铂(族)矿床地质研究程度较低,发现的砂铂(族)矿一般含 PGE 低,矿床规模小,工业价值不大。一般来说砂铂(族)矿床与中国基性超基性岩分布有关。中国现有的砂铂(族)矿成因类型有冲积型河床砂铂(族)矿床、冲积型河漫滩砂铂(族)矿床、冲积型阶地砂铂(族)矿床和海滨砂铂(族)矿床。如青海祁连县酸刺沟砂铂(族)矿床,矿石铂族元素的品位较低,PGE 含量为 $0.006 \sim 0.0031 \text{ g/m}^3$,最高为 0.32 g/m^3 ,平均含量为 0.0162 g/m^3 ;铂族矿物有粗铂矿、等轴钼铌矿、铌钼矿、钼钨铌铂矿等。还有内蒙古阿尔腾哈拉、阿拉坦敖包,新疆洪坑、沙巴恰普,河北罗匠沟及陕西勉县汉江一带,海南万宁乌坊等砂铂(族)矿床。

7.4.2 铂族元素矿床工业类型

铂族元素矿床工业类型应从矿床的经济价值角度进行分类,突出矿床中有用元素的经

济价值和工业意义,使有工业意义的矿床类型能作为勘查和开发利用的重点,以便深入研究矿床的地质环境、成矿条件、成矿富集作用及工业利用等,使矿床中的主金属和伴生组分获得有效回收利用,从而获得最大的经济效益。

铂族元素矿床的工业指标,国外对独立开采的原生铂族元素矿床的工业要求指标定为:边界品位为 $\text{Pt } 0.50 \times 10^{-6}$,工业品位为 5.0×10^{-6} ;砂铂(族)矿床的边界品位为 0.03 g/m^3 ,工业品位为 0.50 g/m^3 。根据国外定出的工业品位指标,只有南非布什维尔杂岩体中层状科马提岩的铜镍型铂(族)矿床的麦伦斯基铂(族)矿层和 UG-2 铬铁矿铂(族)矿层、美国斯提尔沃特杂岩中的 J-M 铂(族)矿层、俄罗斯诺里尔斯克铜镍铂(族)矿床,才可作为单独开采的大型原生的铂族元素矿床;俄罗斯乌拉尔地区的冲积砂铂(族)矿床、哥伦比亚乔科砂铂(族)矿床,美国阿拉斯加古德纽斯湾砂铂(族)矿床,也可作为单独开采的砂铂(族)矿产资源。

中国在 1986 年曾制订过铂族元素矿床工业要求的指标,原生铂族元素矿床圈定的工业品位指标为 $(\text{Pt} + \text{Pd})$ 不小于 0.50×10^{-6} ,作为伴生矿床 Pt 、 Pd 为 0.03×10^{-6} , Os 、 Ir 、 Ru 、 Rh 为 0.02×10^{-6} 。因此,国内外确定的工业指标有很大的差异。从国内外对铂族元素矿床工业类型确定的指标来看,迄今中国还未发现产于镁铁质—超镁铁质层状杂岩体内的铂(族)矿床,也可以说没有以单独开采铂族金属为对象的原生铂(族)矿床,均为非工业类型的伴生铂族金属矿产资源。尽管如此,中国地质部门和生产部门根据已探明有铂族金属储量的 30 多个矿区,从矿床规模、矿石 PGE 品位及其可产生的经济效益进行了论证后,认为云南金宝山贫铜镍型铂族元素矿床具有单独开采的条件和可获得经济效益,可成为中国继金川铜镍型铂族元素矿床开采后的第二个较大的原生铂(族)金属生产基地。其余的铜镍型、铬铁矿型、钒钛磁铁矿型的原生铂族金属,只能作为开采主金属的伴生组分的综合回收利用。随着选冶技术的提高及铂族金属市场价值的升值等因素,有些 PGE 含量相对较高的矿床, PGE 也有可能具有独立开采的工业价值。因此,中国铂(族)矿地质勘查和科学研究工作仍需要加大地质投入和继续深入研究,选择重点有利的成矿岩带,寻找能单独开采的岩浆型铂族元素矿床,才能保证中国铂族金属的供需平衡,以减少依赖进口的被动局面。

7.5 铂族元素矿床成矿的时、空分布

7.5.1 国内铂族元素矿床成矿的时、空分布

中国铂族金属矿产资源的成矿与分布,主要与基性超基性岩的岩石—构造带及其中的铜、镍、铬、钛的矿床和有色金属硫化物矿床的分布密切相关。迄今为止,发现的含铂(族)岩体主要限于非造山区,且属含铂(族)基性岩、超基性岩和基性超基性杂岩岩体,出露地质构造位置单一,岩体规模相对不大。岩体侵入时代从寒武纪至海西期,但不同成因的铂(族)矿床,其成矿岩体侵入时代各有不同。铜镍型铂族元素矿床,成矿岩体侵入时代从前寒武纪到燕山期均有,但主要为元古代和海西期侵入的岩体,其他时期的成矿岩体较少,且规模亦小;铬铁矿型铂族元素矿床的成矿岩体主要分布在古生代各期褶皱带及中生代的海相地层中基性超基性岩体中;钒钛磁铁矿型铂族元素矿床,主要形成于海西早期的多旋回岩体和加里东期的侵入岩体。矽卡岩型铜(铁)矿床的铂族元素矿化与燕山期中酸性的石英闪长岩和花岗闪长岩的侵入有关。斑岩型铜(钼)矿床的铂族元素矿化与海西期多次侵入

的花岗闪长斑岩有生成关系。热液型有色金属矿床中的含铂(族)性与不同时期的浅成、超浅成的高钾钙碱性中酸性侵入岩有关,可能还有与火山作用的热液有关,而赋存在火山碎屑岩中。表明中国铂族元素矿床有较广泛的成矿地质年代,故产有多种成因类型的铂族元素矿床。

铂族元素矿床成矿在区域上和含矿岩石—构造带分布上,铜镍型铂族元素矿床产于相对稳定的大地构造单元(地台、地盾等)与造山带结合部位的邻近处,常出现在古老地块的边缘,其次在古老地块的内部和活动带内的中间地块。赋矿侵入岩体通常与规模巨大的、长期构造活动的一级大断裂或深断裂体系密切相关。由于断裂构造切割深度可达上地幔,且具有多次构造活动特点,为含矿岩浆上升和成岩成矿作用提供了构造条件和容矿场所。如中朝地台西南边缘岩带、中朝地台北部边缘岩带、扬子准地台西部和北部边缘岩带、天山—兴安褶皱系岩带、祁连褶皱系北部隆起区及其与阿拉善台块毗连处岩带、阿尔泰褶皱带与准噶尔地台接合部岩带、内蒙古地槽褶皱带过渡区岩带、阴山纬向构造带边缘岩带、川滇地轴西部的南北向岩带、滇西横断山地槽边缘岩带等。中国铬铁矿型铂族元素矿床主要分布在祁连褶皱带中间地块南部蛇绿岩岩带、贺兰山台褶带北缘蛇绿岩岩带、雅鲁藏布江—象泉河蛇绿岩岩带、藏北班公湖—怒江蛇绿岩岩带、西准噶尔蛇绿岩岩带、内蒙古索伦山蛇绿岩岩带、阴山纬向构造带南缘蛇绿岩岩带、秦岭地槽褶皱系蛇绿岩岩带等。钒钛磁铁矿型铂族元素矿床主要分布在扬子准地台西缘攀枝花古裂谷区层状基性超基性杂岩带和华北地台边缘燕山沉降带北部纯橄榄岩型超基性岩带。砂铂(族)矿床主要分布在新疆、青海、内蒙古、陕西、河北等省(区)含铂族元素的基性超基性岩石—构造带邻近的现代河床、河漫滩、低洼谷地和阶地,海南岛和中国沿海海滨地带。如秦岭地槽褶皱带、川滇地轴西部南北构造带、祁连褶皱系南部断拗带、阴山纬向构造带边缘和阿拉善断块等岩石—构造带周围的现代河床,低洼谷地,内蒙古狼山—阴山断褶带西段的蛇绿岩分布区中的河床和低地,新疆天山山脉玛纳斯河中游的现代河床和河漫滩,河北大庙罗匠沟河谷、河漫滩、阶地、冲积扇,陕西勉县至汉江两岸的现代河床和河漫滩等。

镍钼型铂族元素矿床主要指赋存在中国南方下寒武统牛蹄塘组黑色页岩层中,与镍钼矿产共生的一类具有一定工业意义、综合利用和找矿前景的伴生铂族金属矿产资源。其分布在湖南、贵州、江西、浙江、四川等省,如湖南大庸天门山地区、慈利的大浒、南山坪,贵州遵义和积金,四川的汉源,云南的沾益、德泽,江西的都昌,浙江的诸暨、桐庐等含铂(族)镍钼矿床。黑色岩系和其他沉积岩中铂族元素的发现,为中国深入研究铂族元素的成矿地质背景和地球化学性质开拓了新领域,有望扩大该类型铂族金属矿产资源的找矿前景。热液型铂族元素矿床(化),主要发现在中国长江中下游铜陵地区,扬子准地台的下扬子台褶带的淮阳山字型构造的前弧西侧,扬子准地台中的江南台隆与钱塘江拗陷接壤附近的隆起边缘,金沙江、澜沧江、怒江构造带中段的古特拉斯泽板块向西俯冲带上盘的陆缘岛弧区,阴山纬向构造带的东段、淮阳地盾西段武当山隆起区、赣东北断裂与安河深断裂带,下扬子宁芜火山盆地等,是中国各类热液型多金属矿床地区,矿床中伴生有一定的铂族金属矿产资源。

7.5.2 国外铂族元素矿床成矿的时、空分布

国外规模较大的铂族元素矿床主要产于元古代层状基性超基性杂岩体内的超基性岩层中和晚太古代绿岩带的超基性岩体内。

世界铂族金属矿产资源开发始于 1775 年在哥伦比亚乔科发现砂铂(族)矿床,后于 1922 年在俄罗斯乌拉尔发现富铂(族)砂矿床,到 1919 年又在加拿大发现萨德贝里原生含铂(族)铜镍硫化物矿床,尔后在南非发现布什维尔德基性超基性杂岩体内的麦伦斯基铂(族)矿层和富铂(族)铬铁矿层,在俄罗斯发现诺里尔斯克和芒契等含铂(族)铜镍硫化物矿床。由于某些国家在基性超基性岩杂岩体内发现原生岩浆岩型铂族元素矿床,从此改变了铂族金属矿产资源分布的新格局和扩大寻找铂族元素矿床的地质背景。

世界上大约有 60 个国家找到含铂(族)矿产地和拥有铂族金属矿产资源,但拥有探明铂族金属储量的国家只有 10 几个。世界铂族金属储量保证程度较好,但资源储量分布很不平衡。世界铂族金属储量和储量基础大约分别为 71000 t 和 80000 t。世界铂族金属矿产资源相对较丰富,估计铂族金属 10 多万吨,但四分之三以上的储量集中在南非、俄罗斯、美国、加拿大、津巴布韦、澳大利亚等几个国家,他们占世界铂族金属储量的 98% 左右,其中南非的铂族金属约占 89.3%。

国外主要铂族元素矿床分布在以下的国家和地区:俄罗斯的阿尔丹、诺里尔斯克、乌拉尔、贝辰加,芬兰的希图拉;土耳其的古里曼,埃塞俄比亚的比尔,津巴布韦的大岩墙,南非的布什维尔德,澳大利亚的卡姆巴尔达,美国的斯提耳沃特、阿拉斯加,加拿大的林恩湖、汤普森、萨德贝里,哥伦比亚的乔科。

世界铂族元素矿床主要与基性超基性岩体有关的铜镍型铂族元素矿床,是世界铂族金属产量的最主要来源。如南非布什维尔德杂岩体的铜镍型铂(族)矿床和麦伦斯基铂(族)矿层,俄罗斯的诺里尔斯克和贝辰加含铂(族)铜镍矿床,加拿大的萨德贝里和汤普森含铂(族)铜镍矿床,澳大利亚的卡姆巴尔达含铂(族)铜镍矿床,芬兰的希图拉含铂(族)铜镍矿床,美国斯提耳沃特杂岩体内的含铂(族)铜镍矿床和 J-M 铂(族)矿层。其次是与基性超基性岩有关的铬铁矿型铂族元素矿床,如南非的布什维尔德杂岩体中的 UG-2 铬铁矿层状铂(族)矿层,俄罗斯乌拉尔地区与纯橄榄岩中巢状铬铁矿体有关的铂(族)矿床,土耳其的里曼—索利达含铂(族)铬铁矿床等。砂铂(族)矿床虽然发现和开采最早,曾一度成为铂族金属的主要来源,现在储量和开采量在逐年减少。目前拥有砂铂(族)矿床的国家有哥伦比亚、美国、加拿大、俄罗斯、南非、埃塞俄比亚。美国砂铂(族)矿床大部分产自阿拉斯加的古德纽斯湾,俄罗斯最大砂铂(族)矿床是乌拉尔地区的冲积砂铂(族)矿床,哥伦比亚的砂铂(族)矿床全部来自乔科地区。

除上述三类主要铂族金属矿产资源外,20 世纪 80 年代以来,在欧洲、亚洲、北美洲和南美洲的元古宙至中生代的含碳较高的黑色页岩地层中发现有含铂族元素矿床,如波兰蔡希斯坦和德国曼斯菲尔德含铂(族)黑色页岩铜矿床,俄罗斯“干谷”黑色页岩中含铂(族)的金、镍硫化物层,加拿大育空黑色页岩中含铂(族)的镍、锌硫化物层,美国印第安纳岩系、密西西比岩系和俄克拉荷马西西比岩系中的黑色页岩层中都含有铂族元素。特别是近年来在东萨彦岭的奥斯平斯克—基托伊地区,阿尔卑斯型基性超基性岩体内,发现有被深断裂切割的构造带内的高碳构造页岩型 Au-PGE 矿床。含碳构造岩沿构造破碎带—角砾岩化带、破裂带和片理化带出现,组成线性网脉状和脉体状矿体,厚度达数米。由于交代程度的差异,可分为原岩微碳化构造岩、弱碳化构造岩、含碳中等构造岩和含碳高构造岩。PGE 和 Au 的矿化与构造作用强烈有关。矿石存在毒砂矿物表明 PGE 和 Au 是在温度较高和相对氧化条件下发生聚集而成矿。乌兹别克斯坦穆龙套含铂(族)金矿床和阿曼泰套稀有金属—金矿

床、吉尔吉斯斯坦库姆托尔稀有金属矿床中的铂族元素矿床,均为不同时代的含碳页岩中含铂族的金(银)矿床。在某些国家中还发现产于各种热液型铜(铁)金矿床、硫化物石英脉金矿床、斑岩型铜(钼)矿床、黄铁矿型铜矿床、锡石硫化物矿床、金-铀矿床、沉积型镍钼矿床等,都含有一定量的铂族金属,有的铂族金属含量较高,且成为有工业经济价值的矿产资源。

7.6 工业要求

中国铂(族)矿床地质勘探工作不多,缺乏实际经验。对铂族元素矿床的工业要求必须根据矿床资源的实际情况,结合铂族金属国际价格,进行详细的技术经济比较加以确定。

对中国铂(族)矿床的铂、钯品位定为:铂 $0.13 \times 10^{-6} \sim 1.01 \times 10^{-6}$;钯 $0.12 \times 10^{-6} \sim 0.9 \times 10^{-6}$;铂(族)金属总含量为 $0.9 \times 10^{-6} \sim 1.68 \times 10^{-6}$ 。这与国外矿床相比,仅是其 $1/5 \sim 1/10$ 。

1986 年《矿产工业要求参考手册》指出,以前的铂族金属的工业要求已不适用,应参照岩金及砂金进行工业评价。因为以前确定的铂族元素矿床的工业指标,是在片面强调资源独立自给的情况下,结合中国铂族元素矿床品位相对比较低的实际,并不考虑经济效益的情况下制定的。因此要加以修改,应参照金矿工业指标进行评价:原生矿床铂最低工业品位为 $3 \times 10^{-6} \sim 5 \times 10^{-6}$;砂铂矿床最低工业品位为 $0.14 \sim 0.18 \text{ g/m}^3$ 。总之,要根据铂族金属国际市场价格和矿山实际进行技术经济比较制定工业要求。现将过时的铂族金属工业品位要求列表(见表 7-4),以供参考。

表 7-4 铂族元素矿床的工业指标

矿床类型		金属种类	边界品位	工业品位	块段品位	最小可采厚度/m	夹石剔除厚度/m
原生矿床	超基性岩铜镍型铂(族)矿床	Pt + Pd ^①	$(0.3 \sim 0.5) \times 10^{-6}$	$\geq 0.5 \times 10^{-6}$	1.0×10^{-6}	1 ~ 2	≥ 2
		Pt	$(0.25 \sim 0.42) \times 10^{-6}$	$\geq 0.42 \times 10^{-6}$	0.34×10^{-6}		
		Pd	$(1.25 \sim 2.1) \times 10^{-6}$	$\geq 2.10 \times 10^{-6}$	4.20×10^{-6}		
	伴生铂(族)矿床 ^②	Pt、Pd		0.03×10^{-6}			
		Os、Ir、Ru、Rh		0.02×10^{-6}			
砂矿床	松散沉积型铂(族)矿床	Pt + Pd	0.03 g/m^3	$\geq 0.1 \text{ g/m}^3$		0.5 ~ 1	≥ 1
		Pt	0.025 g/m^3	0.085 g/m^3			
		Pd	0.125 g/m^3	0.42 g/m^3			
	砂砾岩型矿铂(族)床	Pt + Pd	$0.1 \sim 0.5 \text{ g/m}^3$	$1 \sim 2 \text{ g/m}^3$			
		Pt	$0.085 \sim 0.42 \text{ g/m}^3$	$0.84 \sim 1 \text{ g/m}^3$			
		Pd	$0.42 \sim 2.1 \text{ g/m}^3$	$4.2 \sim 8.4 \text{ g/m}^3$			

① 铂与钯的比例为 Pt: Pd = 4: 1;
② 达到此指标时,要对其进行评价和综合回收利用的研究工作,如能回收利用,则有多少算多少。

在原生铂族元素矿床中,铂族元素常与铜、镍、钴、铬、金、硒、碲等矿产共生。如甘肃金川超基性岩型含铂族元素的铜镍矿床,铂族金属就可以综合回收利用,西藏铬铁矿中的铂族金属也可以综合回收利用。在铂族砂矿床中,铂族元素又与金共生在一起,要注意综合评

价。与基性岩和超基性岩有关的矿产,常常伴生有铂族元素,要注意铂族金属的综合评价。

综上所述,中国的铂族金属矿产资源绝大部分为20世纪50年代晚期至80年代末期发现的岩浆岩体内的铜镍型铂族元素矿床,少量的为铬铁矿型铂族元素矿床和钒钛磁铁矿型铂族元素矿床,最少的为砂铂(族)矿床和沉积镍钼型铂族元素矿床,其他成因类型的铂族元素矿床处于极其次要的地位。21世纪前几年,虽然发现一些铜镍型和铬铁矿型铂族元素矿床,在找矿上有一定的进展,但迄今为止,中国在铂族金属矿产资源找矿上未获得较大的效果。若要扩大中国铂族金属储量和减少铂族金属依赖进口的局面,对地质工作者来说还是任重而道远的。加大地质工作投入力度和普查找矿工作,仍然是中国今后相当长期的战略任务。相信依靠科技进步,提高找矿效果,在铂族金属矿产地质找矿和研究方面,定会取得重大突破。

参考文献

- [1] 谭延松. 石峡微细浸染型金矿金的赋存状态及其回收预测[J]. 地质与勘探, 1980(9): 45 ~ 48.
- [2] 高永勤. 华铜矽卡岩型铜矿床中金矿体赋存规律[J]. 矿山地质, 1981(3 ~ 4): 9 ~ 14.
- [3] В И 斯米尔诺夫. 矿床地质学[M]. 《矿床地质学》翻译组译. 北京: 地质出版社, 1981: 331.
- [4] 郑明华, 张斌, 张占鳌, 等. 中国金矿类型的初步划分[J]. 成都地质学院学报, 1983(1): 27 ~ 42.
- [5] 邱德同, 孔令刚. 山东七宝山角砾岩筒型金铜矿床的地球化学特征[J]. 南京大学学报(自然科学), 1984(增刊): 41 ~ 55.
- [6] Boyle R W. 金的地球化学及金矿床[M]. 马万钧等, 译. 北京: 地质出版社, 1984.
- [7] 蒋炳规. 湖北阳新县鸡笼山铜、金矿床地质特征[J]. 中南冶勘科技, 1985(1): 23 ~ 26.
- [8] 刘东升, 耿文辉. 中国卡林型金矿地质特征及成因探讨[J]. 矿山地质, 1985(4): 3 ~ 14.
- [9] 沈阳地质矿产研究所. 金矿地质论文集[C]. 北京: 地质出版社, 1986: 5 ~ 14, 279 ~ 285.
- [10] 中国有色金属工业总公司北京矿产地质研究所. 国外主要有色金属矿产[M]. 北京: 冶金工业出版社, 1987: 520 ~ 565.
- [11] 栾世伟, 陈尚迪, 曹殿春, 等. 金矿床地质及找矿方法[M]. 成都: 四川科学技术出版社, 1987.
- [12] 国外地质科技编辑部. 矽卡岩型金矿床引起注意——加拿大西南部、美国西部和澳大利亚东北部勘查开发大型矽卡岩金矿床[J]. 国外地质科技, 1988(8): 1 ~ 10.
- [13] 周德忠, 叶大元, 余大龙. 湖南漠滨石英脉型金矿成因探讨[J]. 矿床地质, 1989, 8(1): 51 ~ 63.
- [14] 何双梅. 中国铁帽型金矿床的地质特征[J]. 矿物岩石地球化学通讯, 1989(2): 259 ~ 262.
- [15] 石准立, 刘瑾璇, 樊硕诚, 等. 陕西双王金矿床地质特征及其成因[M]. 西安: 陕西科学技术出版社, 1989.
- [16] 刘英俊, 沙鹏, 朱恺军. 江西德兴地区中元古界双桥山群含金建造的地球化学研究[J]. 桂林冶金地质学院学报, 1989, 9(2): 115 ~ 126.
- [17] 石礼炎, 李子林. 福建上杭紫金山次火山热液铜金矿床地质特征初探[J]. 福建地质, 1989, 8(4): 286 ~ 299.
- [18] 吴言昌. 安徽省沿江地区矽卡岩型金矿[J]. 安徽地质科技, 1989(4): 1 ~ 11, 38.
- [19] 沈阳地质矿产研究所. 金矿地质论文选集(第1辑)[C]. 北京: 地质出版社, 1990: 1 ~ 10, 19 ~ 28, 53 ~ 61, 73 ~ 81, 130 ~ 137, 138 ~ 146, 147 ~ 156.
- [20] 张汉军. 甘肃黑虎山矽卡岩型金—铜矿床地质特征及找矿意义[J]. 西北地质, 1990(2): 32 ~ 35.
- [21] 曹伯勋. 中国第四纪气候研究及对中国未来气候与环境变化的探讨[J]. 中国区域地质, 1990(2): 97 ~ 109.
- [22] 肖勇. 江西德兴金山金矿床成矿地质特征及矿床成因探讨[J]. 江西地质, 1990, 4(3): 247 ~ 261.

- [23] 黄宏立,杨文思. 赣东北金山金矿床的地质特征及矿床成因[J]. 地质找矿论丛, 1990, 5(2): 29~39.
- [24] 涂光炽. 中国原生金矿类型的划分和不同类型金矿的远景剖析[J]. 矿产与地质, 1990, 4(15): 1~10.
- [25] 肖振民. 世界最大的表生富集型金矿——澳大利亚包丁顿红土型金矿[J]. 华东矿产地质, 1991(1): 52~57.
- [26] 明承里. 甘肃花牛山金矿床地质特征简介[J]. 西北地质, 1991, 12(3): 21~24.
- [27] 国家辉,黄德保,施立达,等. 桂西北超微粒型金矿及其成矿和找矿模式[M]. 北京:地震出版社, 1992.
- [28] 毛晓梅. 湖北鸡冠嘴、桃花嘴铜金矿床地质特征及勘查方法[J]. 湖北地质科技情报, 1992(2): 31~35.
- [29] 何绍勋,段嘉瑞,周崇智,等. 一种新的金矿类型——剪切带型金矿[J]. 中国有色金属学报, 1992, 2(2): 1~6.
- [30] 陈景河. 紫金山铜(金)矿床成矿模式[J]. 有色金属矿产与勘查, 1992, 1(6): 337~344.
- [31] 吕英杰,马大明,金洪涛. 中国砂金矿的分布规律及其找矿方向[M]. 北京:地质出版社, 1992.
- [32] 李瑛,贺菊瑞,孙南玉. 长江中下游地区铁帽型金矿床[M]. 北京:地质出版社, 1992.
- [33] 韦永福,裘有守,余昌涛,等. 中国东部金矿地质研究[M]. 北京:地质出版社, 1993.
- [34] 何立贤,曾若兰,林立青. 贵州金矿地质[M]. 北京:地质出版社, 1993.
- [35] 陈大经. 中国东部中生代火山岩型金银矿床成矿地质特征[J]. 矿产与地质, 1993, 7(2): 81~87.
- [36] 谢抡司,孙邦东. 广西贵港市龙头山火山一次火山岩型金矿床地质特征[J]. 广西地质, 1993, 6(4): 27~41.
- [37] 罗镇宽. 中国金矿床概论[M]. 天津:天津科学技术出版社, 1993.
- [38] 伍超群. 湖北鸡笼山金铜矿床地质特征及成矿机制研究[J]. 沈阳黄金学院学报, 1993, 12(2): 22~28.
- [39] 江振瀛. 巴西“红土型”金矿地质特征简介[J]. 江西地质, 1993(1): 3~12.
- [40] 李松生. 湖北蛇屋山红土型金矿床地质和成因[J]. 地质与勘探, 1993(1): 12~15.
- [41] 涂光炽,张宝贵,张乾,等. 华南元古宙基底演化和成矿作用[M]. 北京:科学出版社, 1993: 113~141.
- [42] 刘东升,谭运金,王建业,等. 中国卡林型(微细浸染型)金矿[M]. 南京:南京大学出版社, 1994.
- [43] 王驹. 碳硅泥岩型金(铀)矿床成矿富集地球化学[M]. 北京:原子能出版社, 1994.
- [44] 谭立平. 台湾金瓜石金—铜矿床[J]. 陶正章,译. 地质地球化学, 1994(1): 13~17.
- [45] 蔡长金,陆荣金,宋湘荣. 中国金矿物志[M]. 北京:冶金工业出版社, 1994.
- [46] 虞人育. 湖北蛇屋山金矿区风化型金矿床地质特征及成因浅析[J]. 矿床地质, 1994, 13(1): 28~36.
- [47] 寸圭,陈纪明. 中国典型金矿床(第二集)[M]. 北京:地质出版社, 1995: 16~24, 34~40, 187~193, 201~208, 273~278, 313~317.
- [48] 孙家富. 鸡笼山隐伏金铜矿的发现与勘查[J]. 中南冶金地质, 1995(2): 31~36.
- [49] 邱永进. 鄂东鸡冠嘴铜(铁)金矿床的地质特征及成因[J]. 有色金属矿产与勘查, 1995, 4(2): 69. 77~82.
- [50] 王砚耕,王立亭,张明发,等. 南盘江地区浅层地壳结构与金矿分布模式[J]. 贵州地质, 1995, 12(2): 91~172.
- [51] 李文达,王文斌,程忠富,等. 华南红土化作用地球化学及红土型金矿形成的可能性[M]. 北京:地质出版社, 1995.
- [52] 韦星林. 金山金矿田地质特征及成矿作用[J]. 矿产与地质, 1995, 9(6): 471~481.
- [53] 丁俊华,许文渊,吴厚泽. 中国伴生金矿床[M]. 北京:地质出版社, 1996.
- [54] 陈衍景. 中国砂卡岩型金矿床的勘查进展和方向[J]. 地质与勘探, 1996, 32(4): 9~18.

- [55] 陈培良. 长江中下游金矿成矿地质特征[M]//《长江中下游铁铜金银矿产地质》编委会. 长江中下游铁铜金银矿产地质. 北京:冶金工业出版社,1996:97~121.
- [56] 陈大经,杨明寿. 红土型金矿床的地质特征、成矿条件及找矿评价标志[J]. 矿产与地质,1996,10(2):73~80.
- [57] 黄镇国,张伟强,陈俊鸿,等. 中国南方红色风化壳[M]. 北京:海洋出版社,1996.
- [58] 洪金益,杜智明,陆术华,等. 湘南红土型金矿的成矿条件分析[J]. 中南工业大学学报,1996,27(5):511~515.
- [59] 张贻侠,寸珪,刘连登,等. 中国金矿床:进展与思考[M]. 北京:地质出版社,1996:57~69,78~86,86~99.
- [60] 王秉衡. 安徽铜陵黄狮涝山—马山金矿床地质特征[M]//《长江中下游铁铜金银矿产地质》编委会. 长江中下游铁铜金银矿产地质. 北京:冶金工业出版社,1996:301~308.
- [61] 孙培基,韦永福. 当代中国金矿地质[M]. 北京:地质出版社,1996.
- [62] 刘家军,刘建明,顾雪祥,等. 黔西南微细浸染型金矿床的喷流沉积成因[J]. 科学通报,1997(42):2126~2127.
- [63] 刘建明,刘家军. 滇黔桂金三角区微细浸染型金矿床的盆地流体成因模式[J]. 矿物学报,1997,17(4):448~456.
- [64] 陈纪明,寸珪,董建乐,等. 中国金矿地质概论[M]. 北京:地质出版社,1997.
- [65] 张宝仁,寸珪. 黄金矿山地质学[M]. 北京:中国建材工业出版社,1997:1~74.
- [66] 赵一鸣,林文蔚,毕承恩,等. 中国含金矽卡岩矿床的分布和主要地质特征[J]. 矿床地质,1997,16(3):193~202.
- [67] 刘金荣. 广西热带岩溶地貌发育历史及序次探讨[J]. 中国岩溶,1997,16(4):332~345.
- [68] 洪汉烈. 金在红土化过程中的迁移特征[J]. 黄金,1997,18(7):3~7.
- [69] 毛景文,李洪艳. 江南古陆某些金矿床成因讨论[J]. 地球化学,1997,26(5):71~80.
- [70] 唐永成,吴言昌,储国正,等. 安徽沿江地区铜金多金属矿床地质[M]. 北京:地质出版社,1998.
- [71] 盛学庸,韩至钧. 一种新类型金矿——试谈老万场金矿成因及其找矿方向[J]. 贵州地质,1998,15(1):37~42.
- [72] 李志群. 云南红土型金矿床地质特征及成矿条件研究[J]. 矿产与地质,1998,12(3):160~166.
- [73] 陈大经,杨明寿. 中国南方红土型金矿床地质特征[J]. 矿产与地质,1998,12(6):377~385.
- [74] Greves D I, Goldfarb R J, Gebre-Mariam M, et al. Orogenic gold deposits: a proposed classification in the context of their crustal distribution and relationship to other gold deposit types [J]. Ore Geology Review, 1998, 13(1~5):7~27.
- [75] 沈保丰,李俊建,毛德宝,等. 吉林夹皮沟金矿地质与成矿预测[M]. 北京:地质出版社,1998.
- [76] 刘家军,郑明华,刘建明,等. 西秦岭寒武系金矿床中硅岩的地质地球化学特征及其沉积环境意义[J]. 岩石学报,1999,15(1):145~154.
- [77] 赵一鸣,林文蔚,毕承恩,等. 含金矽卡岩矿床产出构造环境和地质地球化学评价标志[J]. 地学前缘,1999,6(1):181~192.
- [78] 应汉龙,蔡新平,刘秉光. 云南墨江金矿床含金硅质岩的地球化学特征和成因[J]. 地球化学,1999,28(4):307~316.
- [79] 陈广浩,张湘炳,王岳军,等. 江西瑞昌洋鸡山金矿构造控矿特征及找矿意义[J]. 地质与勘探,1999,35(5):13~15.
- [80] 李舒,李景春,邵军,等. 中国金矿床工业类型及其特征[M]. 北京:地震出版社,1999.
- [81] 钱祥贵,李志伟,柏坚. 姚安金矿床成因机制研究[J]. 云南地质,2000,21(1):42~49.
- [82] 罗献林. 中国“狗头金”刍议[J]. 黄金地质,2000,6(4):53~58.

- [83] 李国廉. 烟囱桥子金矿床地质特征及矿床成因[J]. 吉林地质, 2001, 20(3): 40~49.
- [84] 梁祥济, 王福生. 接触交代型矽卡岩金矿床形成机理的实验研究[J]. 黄金地质, 2000, 6(1): 1~14.
- [85] 刘家远. 新疆北部陆相火山岩型金矿的主要特征[J]. 黄金地质, 2001, 7(3): 1~7.
- [86] 陈大经, 杨明寿, 张永林. 广西镇圩式红土型金矿地质特征及成矿模式[J]. 矿床地质, 2001, 20(3): 251~257.
- [87] 陈大经, 杨明寿. 中国南方红土型金矿成矿特征及成矿模式[C]//中国地质学会. 第31届国际地质大会中国代表团学术论文集. 北京: 地质出版社, 2001: 334~338.
- [88] 姜泽阳, 王晓勇, 梁海军, 等. 吉东火山岩型金矿地质特征及流体包裹体研究[J]. 黄金地质, 2002, 8(2): 26~30.
- [89] 中华人民共和国地质矿产行业标准 DZ/T 0205—2002 岩金矿地质勘查规范[S]. 北京: 中华人民共和国国土资源部, 2002.
- [90] 中华人民共和国地质矿产行业标准 DZ/T 0208—2002 砂矿(金属矿产)地质勘查规范[S]. 北京: 中华人民共和国国土资源部, 2002.
- [91] 沙德铭, 董连慧, 毋瑞身, 等. 西天山地区浅成低温热液型金矿地质特征及成矿模式[J]. 西北地质, 2003, 36(2): 50~59.
- [92] 陈大经, 黄有德, 谢世业. 广西高龙金矿热水沉积成矿作用研究[J]. 矿产与地质, 2003, 17(5): 583~588.
- [93] 崔德文, 孙继贵, 雷时斌, 等. 试论保障黄金矿产可持续性供应的支持条件[J]. 黄金, 2003, 24(1): 1~4.
- [94] 楼亚儿, 戴自希. 火山岩型金矿的地质特征及勘查准则[J]. 现代地质, 2004, 18(1): 17~23.
- [95] 顾雪祥, 刘建明, Oskar Schulz, 等. 湖南沃溪钨-铋-金建造矿床同生成因的微量元素和硫同位素证据[J]. 地质科学, 2004, 39(3): 424~439.
- [96] 翟明国, 范宏瑞, 杨进辉, 等. 非造山型金矿——胶东型金矿的陆内成矿作用[J]. 地学前缘, 2004, 11(1): 85~98.
- [97] 丰成友, 张德全, 王富春, 等. 青海东昆仑山复合造山过程及典型造山型金矿地质[J]. 地球学报, 2004, 25(4): 415~422.
- [98] 谢世业, 陈大经, 李毅. 桂西北热水沉积型金矿成矿系列、找矿标志及找矿前景[J]. 地质与勘探, 2006, 42(3): 12~17.
- [99] 陈衍景. 造山型矿床、成矿模式及找矿潜力[J]. 中国地质, 2006, 33(6): 1181~1195.
- [100] 闫升好, 王义天, 张招崇, 等. 新疆额尔齐斯金矿带的成矿类型、地球动力学背景及资源潜力[J]. 矿床地质, 2006, 25(6): 693~704.
- [101] 李绥远, 李艺, 赖来仁, 等. 中国伴生银矿床银的工艺矿物学[M]. 北京: 地质出版社, 1993.
- [102] 娄富昌, 李绥远. 铅锌矿山伴(共)生银(金)矿山地质专辑[M]. 桂林: 桂林矿产地质研究院, 1990.
- [103] 耿文辉, 姚金炎, 马文荣, 等. 中国东部中生代次火山岩型铜银多金属矿床[M]. 北京: 冶金工业出版社, 2006.
- [104] 张春晖, 李景春, 刘斌. 中国银矿分类[J]. 地质与勘探, 2006, 15(3): 238~240.
- [105] 石和清. 中国白银市场在全球中的地位与市场走向[J]. 有色金属工业, 2005(12): 64~65.
- [106] 娄富昌, 李绥远. 中国银矿资源形势、伴(共)生银矿地质特征、富集规律及开发利用现状[J]. 金银专刊, 1991(3).
- [107] 李绥远. 应大力加强伴生金银找矿工作[J]. 有色金属工业, 1987(11).
- [108] 李绥远. 中国有色金属矿山伴生金银的利用前景及其地质特征[J]. 矿山地质, 1988, 2.

- [109] 中华人民共和国地质矿产行业标准 DZ/T 0210—2002 铜、铅、锌、银、镍、钼矿地质勘查规范[S]. 北京:中华人民共和国国土资源部,2002.
- [110] 刘英俊,曹励明. 元素地球化学导论[M]. 北京:地质出版社,1985.
- [111] 杨星,李行,杨钟堂. 中国含铂基性超基性岩体与铂(族)矿床[M]. 西安:西安交通大学出版社,1993.
- [112] 中国科学院地球化学研究所. 铂族元素矿物鉴定手册[M]. 北京:科学出版社,1981.
- [113] 中国地质科学院地质矿产研究所. 铬镍钴铂地质矿产专集(1~4集)[M]. 北京:地质出版社,1973.
- [114] 梁有彬. 中国铂族元素矿床[M]. 北京:冶金工业出版社,1998.
- [115] 汤中立,任端进. 中国硫化镍矿床类型及成矿模式[J]. 地质学报,1987(4).
- [116] 倪集众. 岩浆期后阶段的铂族元素[J]. 地质地球化学,1979(8).
- [117] 易发成,高振敏. 黑色岩系中铂族元素地质地球化学特征[J]. 地球科学进展,1996(3).
- [118] 姚文光. 川滇地区某些含铂岩体的岩石化学特征[J]. 西南地质科学情报,1992(10).
- [119] 周美付,白文吉. 中国铬铁矿的铂族元素分布特征[J]. 矿物学报,1994,14(2):157~163.
- [120] 苟国朝,田培昭,张新虎,等. 大道尔吉蛇绿岩型超镁铁岩铬铁矿中铂族元素分布特征[J]. 西北地质,1994,15(1):11~19.
- [121] 肖森宏. 地球化学文集[M]. 北京:科学出版社,1986.
- [122] 中国科学院地球化学研究所. 中国含铂地质体铂族元素地球化学及铂族矿物[M]. 北京:科学出版社,1981.
- [123] 赵支刚,杨大宏,杨铸生. 四川会理大岩子铂矿地质特征及找矿模式[J]. 西昌地质,2000(1).
- [124] 王淑玲. 铂族金属资源的现状及对策研究[J]. 中国地质,2001(8).
- [125] L J 赫尔伯特. 铂族元素的地质环境[M]. 北京:地质出版社,1991.
- [126] Б Б 季斯特列尔,等. 俄罗斯干谷金矿床中的铂族金属存在形式及其成因[J]. 国外地质科技,1997(7).
- [127] Ф А 列特尼科夫,等. 高碳构造岩—金和铂富集的新类型[J]. 国外地质科技,1997(3).
- [128] М 塔基安,等. 斑岩铜矿铂族元素初步研究[J]. 国外地质科技,1999(3).
- [129] A J Naldrett. A model for the Ni—Cu—PGE ores of the Noril'sk region and its Application to other areas of flood basalt[J]. Econ. Geol., 1992, 87:1945~1962.
- [130] S A Hemstra, The distribution of some platinum-group elements in the UG-2 chromitite layer of the Bushveld complex[J]. Econ. Geol., 1985, 80:944~957.
- [131] T N Irvine. The J—M, Pt—Pd reef of the stillwater complex, Monfana: II origin by double-diffusive convective magma mixing and implication for the Bushveld Complex[J]. Econ. Geol., 1983, 78:1288~1333.
- [132] A E Baudreau. Investigation of stillwater complex, IV. The role of Volatiles in the petrogenesis of the J—M reef mine at the adit section[J]. Can. Miner., 1988, 28(5):193~209.
- [133] Econ. Geol., 1986(5).
- [134] Econ. Geol., 1982(6).
- [135] G Von. Gruenwaldt et al. Platinum-group element-chromitite association in the Bushveld Complex[J]. Econ. Geol., 1986, 81:1067~1097.
- [136] 王建明,陈衍景,李胜利,等. 河南周庵铂族—铜镍矿床的地质特征及成因分析[J]. 矿物岩石, 2006(3):31~37.
- [137] 王登红,屈文俊,李纯杰,等. 四川会理大岩子铂钯矿的地质地球化学特征及找矿前景浅析[J]. 2006, 52(2):219~223.
- [138] 杨斌,谢文欣,杜录平. 甘肃省玉门市榆树沟铂族(PGE)元素矿床地质特征及找矿前景分析[J]. 地质与勘探,2007,43(5):34~39.

第3篇 贵金属采矿

贵金属生产技术实用手册

第1篇	总论
第2篇	贵金属矿床
● 第3篇	贵金属采矿
第4篇	贵金属选矿
第5篇	金银冶金
第6篇	铂族金属冶金
第7篇	尾矿设施
第8篇	矿井提升及选矿机电设备
第9篇	贵金属二次资源的回收与利用
第10篇	贵金属取样与测试
第11篇	黄金工业环境保护
第12篇	贵金属技术经济及案例
第13篇	贵金属化工产品深加工
第14篇	贵金属材料的应用与发展
附录	

岩金矿床露天开采

8.1 概述

中国岩金露天矿山在 2000 年以前,由于受到传统的地质工业指标和矿山规模的合理服务年限等因素的制约,所建矿山的露天开采生产能力与有色行业相比普遍较小,矿山装备水平普遍较低。在 2000 年之后,岩金露天矿山采用动态工业指标,引进专业化的采矿施工队伍,以矿山经济合理服务年限为评价原则。使岩金露天开采的生产能力和装备水平与有色行业的差距缩小,有些矿山已达到有色行业的先进水平。

福建紫金山金矿采用动态工业指标,随着黄金价格和生产成本的变化重新核算黄金储量,使原矿山的黄金储量由 5270 kg 扩大到 230000 kg。矿山采矿生产能力由 10 万吨/年扩大到 3700 万吨/年,采剥总量达 7000 万吨/年,与国内江西德兴铜矿的生产能力相同。吉林曙光金铜矿(原吉林珲春金铜矿),露天采场内有 40 余条 1~5 m 厚的平行小矿体,采矿难度非常大。该矿通过动态工业指标重新圈定成两条 200 多米厚的完整矿体,使黄金储量由 24000 kg 增至 40000 kg;采矿生产能力由 26 万吨/年,提高到 500 万吨/年,矿山年利润由 200~300 万元上升到 30000 万元以上。

贵州锦丰金矿是中外合作项目。矿山建设的生产能力为 120 万吨/年,服务年限仅 6 年。按过去传统的矿山规模合理服务年限的要求,大型岩金露天矿山服务年限 20 年以上的规定,矿山生产能力仅能在 30~40 万吨/年,从此,严重制约了岩金露天开采的生产能力。因此,在将来的岩金露天矿山的建设,应适宜的引用矿山经济合理服务年限的新理念。

2000 年以前的岩金露天矿山装备水平一直参照黑色和有色金属矿山的装备标准,盲目的套用到相同生产能力的岩金露天矿山,除此,当时国内的柴油发动机和液压密封件的质量较差,以及岩金露天矿山的投资限制,所有的穿孔和铲装设备都以电力驱动为主。这些装备不适应岩金露天矿山的露天境界尺寸小、矿体厚度薄、采矿年下降速度大和矿岩硬度相对软弱的特点。2000 年后,新建的岩金露天矿山,采剥工程全部承包给专业施工队伍,引进了柴油驱动的全液压钻机和柴油驱动的液压挖掘机。穿孔、铲装设备从此取消了外接电缆,增强了设备的机动性,提高了设备效率,降低了采剥成本。如辽宁排山楼金矿 4 m³ 电动挖掘机与 2 m³ 液压挖掘机的台班效率基本相近。黑龙江乌拉嘎金矿、山东仓上金矿,矿山自己组织生产的采剥成本要比专业队伍的承包单价高出 20%~30%。目前,新建岩金露天矿山的装备水平见表 8-1。

将来新建岩金露天矿山,除考虑其上述岩金露天矿山特点外,还应重点分析其矿体的厚度和倾角的变化特点,选取其相适应的穿孔、铲装设备。

表 8-1 部分岩金露天矿山的实际装备水平

矿山名称	矿 山 装 备			
	穿 孔 设 备	铲 装 设 备	运 输 设 备	辅 助 设 备
长山壕金矿	115 ~ 165 mm 液压钻机	4.5 m ³ 液压挖掘机	30 t 自卸汽车	213 kW 推土机, 4.0 m ³ 前装机, 120 t 振动压路机, 12 t 洒水车, 平路机
锦丰金矿	115 ~ 165 mm 液压钻机	6.7 m ³ 液压挖掘机	63 t 自卸汽车	213 kW 推土机, 4.0 ~ 6.0 m ³ 前装机, 150 t 振动压路机, 12 t 洒水车, 12 t 装药车, 平路机
滩金山金矿	115 ~ 165 mm 液压钻机	4.5 m ³ 液压挖掘机	30 t 自卸汽车	295 kW 推土机, 4.0 m ³ 前装机, 120 t 振动压路机, 12 t 洒水车, 平路机

2000 年以前的岩金露天矿山开拓系统, 由于矿山生产能力较小, 矿山开拓系统种类较多, 后经改造为公路开拓, 单一汽车运输系统。目前仍以公路开拓为主, 仅紫金山金矿剥离作业为公路开拓, 采矿作业采用汽车—溜井—旋回破碎—胶带机联合运输和汽车—溜井—窄轨铁路联合运输的开拓系统。通过紫金山金矿多年的运输成本对比, 单一汽车运输 1.20 元/(t·km), 汽车—溜井—窄轨铁路联合运输 0.90 元/(t·km), 汽车—溜井—旋回破碎—胶带机联合运输成本 0.70 元/(t·km)。通过紫金山金矿的生产实践证明, 只要矿山条件适宜, 采用联合开拓系统是首选方案。黑色金属矿山正在推广应用汽车—旋回破碎—胶带机运输联合开拓系统, 其单一汽车运输成本 1.6 元/(t·km), 联合运输成本 0.9 元/(t·km)。将来岩金露天矿山联合开拓系统是其发展方向, 既可发挥汽车短距离运输的机动性和灵活性, 又可发挥胶带机长距离运输低成本、高效率的优势。

岩金露天矿山开采过程基本属于全境界开采和分期境界开采两种过程。分期境界开采在 2000 年以前主要划分为两种情况: 其一是先开采矿石品位较高的区域, 后扩大境界开采矿石品位较低的区域, 如黑龙江乌拉嘎金矿; 其二是先开采勘探程度较高的区域, 再扩大境界开采勘探程度较低的区域, 如山东仓上金矿、河南银洞坡金矿。2000 年以后, 黄金由国家“统购统收”改为上海黄金交易所市场交易后, 岩金露天矿山根据黄金市场价格和企业生产成本的变化, 动态调整露天开采境界, 如福建紫金山金矿和吉林曙光金矿, 在生产过程中已两次扩大露天开采境界。

岩金露天矿山一般采用凿岩、爆破松散、挖掘机铲装, 矿岩分别装运的单斗挖掘机采剥方法。按工作帮坡角划分为缓帮开采和陡帮开采。1990 年以前的岩金露天矿山均采用缓帮开采, 如黑龙江乌拉嘎金矿一期工程、河南银洞坡金矿、山西堡子湾金矿、新疆阿希金矿、贵州紫木幽金矿等; 1990 年以后, 基本以陡帮开采为主, 如福建紫金山金矿、黑龙江乌拉嘎金矿二期工程、山东仓上金矿三期工程、辽宁排山楼金矿、贵州锦丰金矿等。缓帮开采的矿山较少, 如内蒙古长山壕金矿、吉林曙光金矿。陡帮开采形式主要以组合台阶开采为主, 部分矿山采用倾斜条带式开采。矿石品位相对较低、剥采比小的矿山, 以缓帮开采为主; 相反以陡帮开采为主。但矿山应根据具体条件来确定, 如福建紫金山金矿矿石品位 0.3 ~ 0.5 g/t, 剥采比小于 2:1, 矿山仍采用陡帮开采。

8.2 缓帮开采

8.2.1 台阶高度及工作台阶坡面角

8.2.1.1 台阶高度

台阶在岩金露天矿山分为采矿台阶和剥岩台阶。采矿台阶和剥岩台阶的高度确定条件

是有区别的。

A 剥岩台阶高度

剥岩台阶高度的高低主要受挖掘机工作参数、岩石性质和运输条件所限制。

对于不需爆破的岩土,其台阶高度不应大于正向挖掘机的最大挖掘高度、反向挖掘机的最大挖掘高度的 1.1~1.2 倍。

对于需要爆破的岩石,台阶高度为:正向挖掘机最大挖掘高度的 1.0~1.25 倍;反向挖掘机最大挖掘高度的 1.1~1.3 倍。

剥岩台阶高度可参考表 8-2 选取。

表 8-2 剥岩台阶高度

挖掘机铲斗容积/m ³	台阶高度/m	
	需爆破岩石	不需爆破岩石
>0.8	8~10	5~8
1~4	10~12	8~10
4~8	12~15	10~12

B 采矿台阶高度

采矿台阶高度主要受矿体的倾角、厚度、品位沿走向和倾向的变化,矿体上、下盘与围岩的接触条件及挖掘机的工作参数所限制。

岩金露天矿山的矿体倾角、厚度、品位沿走向和倾向方向变化很大,上、下盘围岩变化也很大。确定台阶高度时,首先以降低采矿损失贫化为主,并参照相适应的挖掘设备,两者综合评价,确定采矿台阶高度。美国、加拿大、澳大利亚等国的采矿台阶高度一般为 5 m。

(1) 采矿设备使用液压反向挖掘机时:采矿台阶高度 5.0~6.0 m;分层高度 2.5~3.0 m。可选用一次爆破、分层铲装。

(2) 采矿设备使用电动正向挖掘机时:采矿台阶高度 10~12 m。适用于品位低、厚度大的矿体。

采矿台阶高度是岩金露天开采的重要参数,各个矿山在选取采矿台阶高度时要综合评价,一定要做到结合岩金露天矿山特点。采矿损失率、矿石贫化率是岩金露天矿山的重要技术经济指标,废石混入量和矿石损失量与工作台阶高度成正比,与矿体倾角的正切函数和工作台阶坡面角的正切函数和之差成反比。矿体倾角沿走向变化难以掌握控制,但工作台阶高度很容易控制。

C 国内部分岩金露天矿山的实际台阶高度

国内部分岩金露天矿山的实际台阶高度见表 8-3。

表 8-3 部分岩金露天矿山的实际台阶高度

序号	矿山名称	铲装设备及斗容	矿体厚度/m	矿体倾角/(°)	台阶高度/m
1	紫金山金矿	2~7 m ³ 液压铲	50~300	40~60	10
2	乌拉嘎金矿	2~4 m ³ 电铲	5~80	20~26	10
3	排山楼金矿	1~2 m ³ 液压铲	5~15	60~75	6~10
4	曙光金矿	2~4 m ³ 挖掘机	80~200	55~70	10~12

续表 8-3

序号	矿山名称	铲装设备及斗容	矿体厚度/m	矿体倾角/(°)	台阶高度/m
5	仓上金矿	1~4 m ³ 挖掘机	5~20	50~65	10
6	锦丰金矿	2~6.7 m ³ 液压铲	5~30	40~80	5(采矿),2.5(分层) 10(剥岩)
7	长山壕金矿	2 m ³ 液压铲	100~150	75~80	6(采矿),12(剥岩)
8	滩金山金矿	2~4.5 m ³ 液压铲	5~35	40~60	5(采矿),2.5(分层), 10(剥岩)
9	紫木函金矿	0.6~1.0 m ³ 液压铲	3~15	45~60	5
10	堡子湾金矿	0.6~1.0 m ³ 液压铲	3~20	40~50	5

8.2.1.2 工作台阶坡面角

工作台阶坡面角的大小应根据矿岩性质、节理裂隙的发育程度、穿爆方式及采矿工作面推进方向等因素确定。岩金露天矿山矿岩硬度一般为中硬以下,工作台阶坡面角可取60°~70°之间。

8.2.2 最小工作平台宽度

最小工作平台宽度由爆堆宽度、运输设备规格、动力管理配置方式、铲装设备性能和采剥设备作业的安全宽度所组成。岩金露天矿山主要以汽车运输为主,铲装设备以液压挖掘机、前端式装载机为主,部分矿山配置电动挖掘机。其最小工作平台宽度见图8-1。

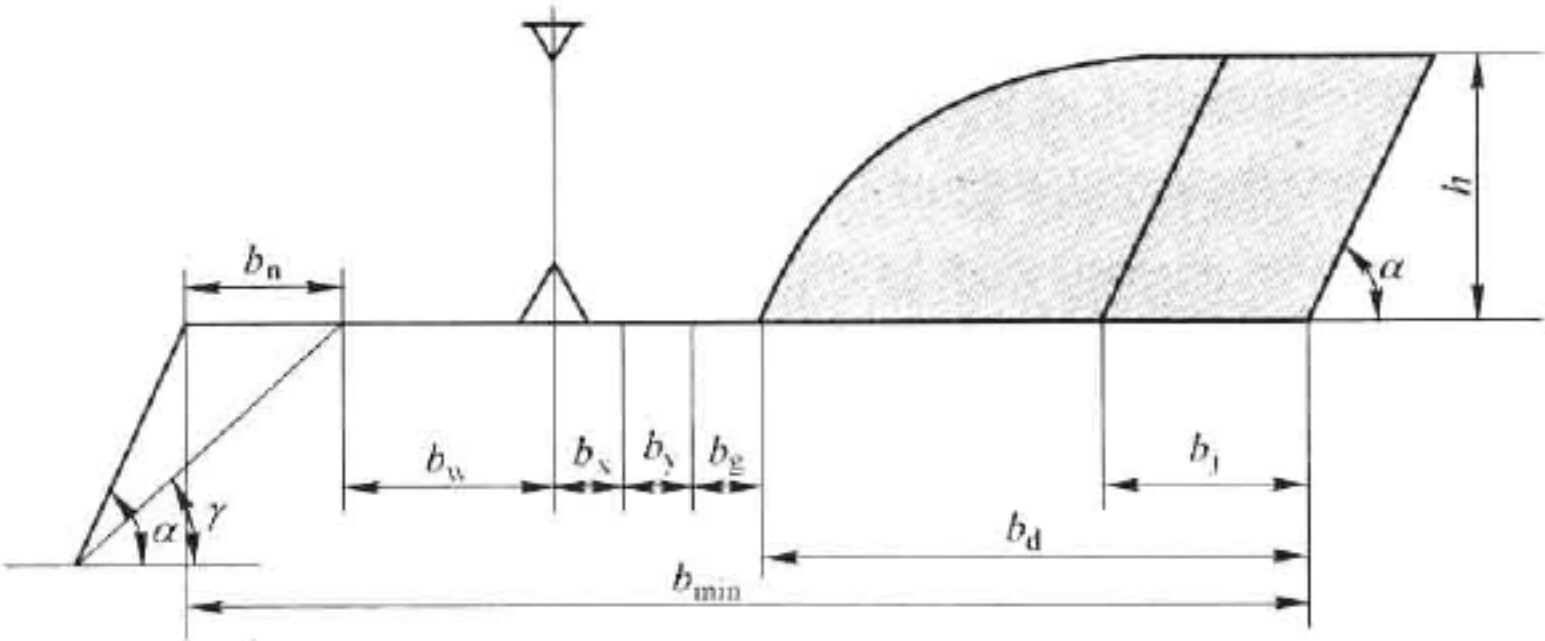


图 8-1 缓工作帮最小工作平台宽度组成示意图

$$b_{min} = b_d + b_g + b_x + b_y + b_w + b_n \tag{8-1}$$

式中 b_{min} ——最小工作平台宽度,m;
 b_j ——爆破进尺,m;
 b_d ——爆堆宽度,按表 8-4 选取;
 b_g ——爆堆与公路边缘之间距离,一般取 1~1.5 m;
 b_x ——动力线杆中心线与公路边缘之间距离,一般取 1.5~2.0 m;
 b_y ——运输公路的宽度,按表 8-5 选取;
 b_w ——动力线杆至台阶稳定边界的距离,一般取 3~4 m;
 b_n ——安全宽度,m。

$$b_n = h(\cot\gamma - \cot\alpha) \tag{8-2}$$

式中 h ——工作台阶高度, m;
 α ——工作台阶坡面角, ($^{\circ}$);
 γ ——工作台阶塌落后稳定的坡面角, ($^{\circ}$)。

表 8-4 爆破宽度

矿岩硬度 f	爆堆宽度 b_d /m
12 ~ 20	$b_d = (2.5 \sim 2.8)h$
6 ~ 12	$b_d = (2.0 \sim 2.5)h$
< 6	$b_d = (1.5 \sim 2.0)h$

表 8-5 运输道路宽度

汽车宽度/m	< 3	3.0 ~ 3.5	3.8 ~ 4.0	4.1 ~ 5.0	5.1 ~ 6.0	6.1 ~ 7.0
道路宽度/m	8	9	10	12	12	18

最小工作平台宽度各矿山应根据式 8-1 计算确定。

(1) 当采用电动穿孔, 挖掘机设备作业时: 同一工作台阶内有 2 台挖掘机进行装载时, 按式 8-1 计算 b_{\min} ; 同一工作台阶有 1 台挖掘机进行装载时, $b_{\min} = b_d + b_x + b_w + b_n$ 。

(2) 当采用电动穿孔设备, 柴油挖掘设备时, 确定 b_{\min} 值同(1)。

(3) 当采用柴油穿孔设备, 电动挖掘机设备时, 确定 b_{\min} 值同(1)。

(4) 当采用柴油穿孔、挖掘设备或前装机时: 同一工作台阶内有 2 台挖掘机进行铲装时, $b_{\min} = b_d + b_g + b_w + b_n + b_y$; 同一工作台阶内有 1 台挖掘机进行铲装时, $b_{\min} = b_d + b_w + b_n$ 。

国内部分岩金露天矿山的实际最小工作平台宽度见表 8-6。

表 8-6 国内部分岩金露天矿山实际最小工作平台宽度

矿 山 名 称	铲 装 设 备	运 输 方 式	台阶高度/m	最小工作平台宽度/m
乌拉嘎金矿	2 ~ 4 m ³ 电铲	汽车公路	10 ~ 12	35
仓上金矿	4 m ³ 电铲	汽车公路	12	45
洋鸡山金矿	1 m ³ 电铲	汽车公路	10	15 ~ 25
银洞坡金矿	2 m ³ 电铲	汽车公路	10	35
曙光金矿	2 m ³ 液压铲	汽车公路	12	32
阿希金矿	4 m ³ 电铲	汽车公路	10	35
锦丰金矿	6.7 m ³ 液压铲	汽车公路	10	40
紫金山金矿	1 ~ 3.6 m ³ 液压铲	汽车公路	12	35
长山壕金矿	4.5 m ³ 液压铲	汽车公路	6 ~ 12	35

8.2.3 挖掘机工作线长度

挖掘机工作线长度由穿孔段、爆破段和采装段组成, 其最小工作线长度应满足这 3 个区段同时正常作业的最小距离。常规要求一次穿孔、爆破作业的岩矿量, 满足挖掘机 5 ~ 10 d 的连续铲装作业量。减少因爆破作业移动穿孔、铲装设备移动的次数, 提高其设备作业率和工作效率。

岩金露天矿山一般情况下平行矿脉有多条, 特别在回采窄小矿体和剔除岩石夹层时, 一

次爆破量难以满足 1~2 d 的连续作业量。

矿山在遇到这种情况时,须设置相应规模的矿石储存场,调整工作线长度以满足要求,解决铲装工作量不足的矛盾。

2000 年以后,岩金露天矿山引用了柴油驱动的液压钻机和液压挖掘机,设备移动灵活,爆破作业对设备的作业率和工作效率影响较小,可适当缩短最小工作线长度。但须遵守爆破安全规程,一次爆破作业量应大于 3~5 d 的挖掘机连续铲装作业量。

挖掘机工作线度与挖掘机驱动方式、斗容、运输方式、矿石堆场储矿和矿床赋存条件有关。一般条件下,按表 8-7 选取。

表 8-7 挖掘机最小工作线长度

挖掘机斗容/m ³	挖掘机最小工作线长度/m
1.0~1.8	150
2.0~4.0	300
>4.0	400

目前,岩金露天矿山的境界长度均在 1300 m 以内,全部为汽车运输,每个工作台阶内只需配置 1~2 台挖掘机。

部分岩金露天矿山的挖掘机实际工作线长度见表 8-8。

表 8-8 部分岩金露天矿山的挖掘机实际工作线长度

矿 山 名 称	挖掘机工作线长度/m	单个台阶配挖掘机数量/台
紫金山金矿	300	2~3
乌拉嘎金矿	200	1~2
银洞坡金矿	200	1~2
洋鸡山金矿	150~200	1~2
锦丰金矿	300	1~2
仓上金矿	300	1~2
长山壕金矿	300	1~2

8.2.4 工作面布置和推进方向

岩金露天矿山采剥工作面推进方向主要取决于矿体产状和地形条件,采矿、剥岩工作面应尽量沿走向方向布置,推进方向应从上盘向下盘推进;对于矿体倾向与山坡坡向相反的矿山,推进方向应尽量以矿体上盘为界,采矿由上盘向下盘方向推进,剥岩由下盘向上盘方向推进。

对于厚大矿体、品位较低的岩金露天矿山,为了便于深部与浅部的矿石进行配矿,一般垂直矿体走向布置工作面,推进方向沿矿体走向,垂直矿体布置工作线推进。

部分岩金露天矿山实际采剥工作面推进方向见表 8-9。

表 8-9 部分岩金露天矿山实际工作面布置

矿 山 名 称	工作面与矿体走向布置	采剥工程推进方向
乌拉嘎金矿	垂 直	上盘向下盘
紫金山金矿	平 行	沿矿体走向
曙光金矿	垂 直	上盘向下盘

续表 8-9

矿 山 名 称	工作面与矿体走向布置	采剥工程推进方向
仓上金矿	垂 直	上盘向下盘
锦丰金矿	垂 直	上盘向下盘
长山壕金矿	平 行	沿矿体走向
排山楼金矿	垂 直	上盘向下盘
紫木函金矿	垂 直	上盘向下盘
银洞坡金矿	垂 直	上盘向下盘

8.2.5 堑沟掘进

堑沟掘进属新水平准备的一部分,由运输斜沟和水平段沟两部分组成。运输斜沟,根据露天采场的最终境界可划分为固定运输斜沟(堑沟)和移动运输斜沟(堑沟),岩金露天矿山均为移动运输斜沟(堑沟)。

堑沟的掘进方式,在岩金露天矿山分为全段高掘进、分层掘进两种。

岩金露天矿山多数采用全段高掘进方式,现在很多矿山已用反向液压挖掘机铲装,可以实现分层掘进,建议岩金露天矿山推广分层掘进方式。

8.2.5.1 全段高掘进方式

按工作台阶高度,一次穿孔、爆破。铲装时,运输斜沟按道路坡度逐渐延深至新水平底标高;水平段沟按新水平标高全段高一次掘进(见图 8-2)。

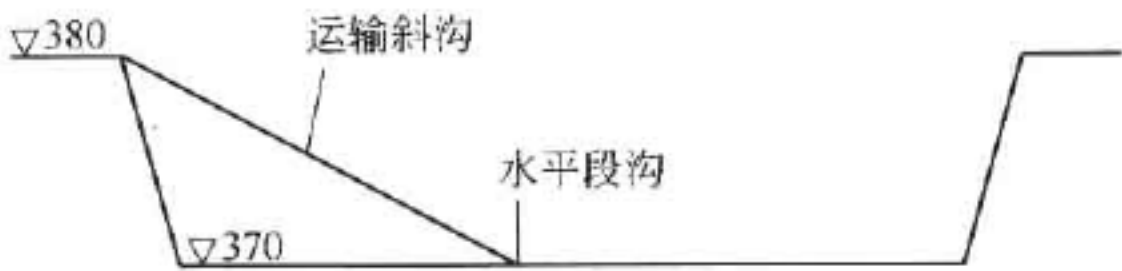


图 8-2 全段高掘进示意图

8.2.5.2 分层掘进方式

按工作台阶高度,一次穿孔、爆破。铲装时,运输斜沟按道路坡度,首先延深至采矿台阶的第一个分层底标高;水平段沟按采矿台阶的第一个分层底标高掘进。根据采矿工作面扩展,再向采矿台阶的第二个分层延深,直至延深到新水平的底标高(见图 8-3)。

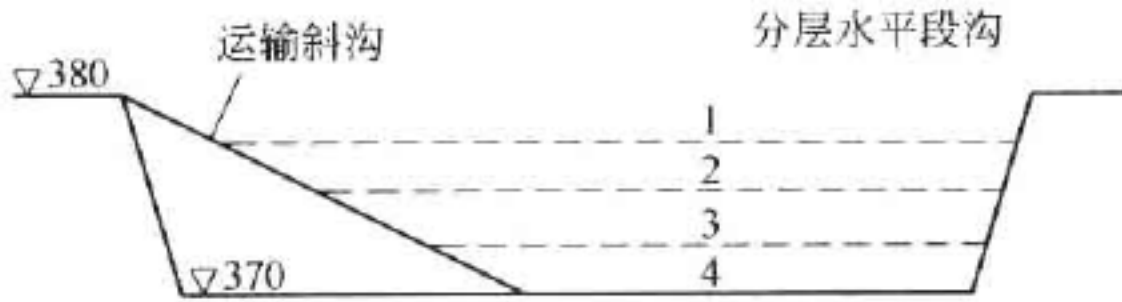


图 8-3 分层掘进示意图
1,2,3,4—分层掘进顺序

8.2.5.3 堑沟底宽

岩金露天矿山均采用移动坑线开拓,运输斜沟和水平段沟的底宽是相同的。堑沟底宽决定于挖掘机的回转半径和汽车的最小转弯半径。全段高掘进和分层掘进的堑沟底宽相同。堑沟底宽可按表 8-10 选取。

表 8-10 堑沟底宽

台阶高度/m	挖掘机斗容/m ³	汽车载重/t	堑沟底宽/m
10	0.5~1.0	3.5~7	18
12	2~4	10~30	20
12	6 以上	30 以上	20

部分岩金露天矿山实际堑沟底宽见表 8-11。

表 8-11 部分岩金露天矿山实际堑沟底宽

矿 山 名 称	挖掘机斗容/m ³	汽车载重/t	堑沟底宽/m
乌拉嘎金矿	2~4	27	20
紫金山金矿	2~3.6	20~65	20
曙光金矿	4	20	20
仓上金矿	4	27	20
锦丰金矿	6.7	65	20
长山壕金矿	4.5	30	20
排山楼金矿	4	27	20
紫木圪金矿	1	7	15
银洞坡金矿	2	20	18

8.3 陡帮开采

陡帮开采至今没有完整、准确的定义,习惯上以工作帮坡角 18°为划分界限,大于 18°为陡帮开采,小于 18°为缓帮开采。但岩金露天矿山采用柴油驱动的穿孔、装载设备,缓帮开采时,其工作帮坡角也有超过 18°以上的。为了区分陡帮开采和缓帮开采,建议用工作帮的结构形式划分为:组合台阶和倾斜条带式为陡帮开采;各台阶独立作业结构形式为缓帮开采。

岩金露天矿山普遍生产剥采比较大,矿山下降速度也较大,循环周期短,在采用组合台阶开采时,普遍应用一组台阶内有 2 台挖掘机尾随作业,实际是组合台阶与倾斜条带式开采复合方式。在矿山分期境界开采时,境界扩帮采用倾斜条带式开采,生产采剥采用组合台阶开采,境界扩帮完成后转变为组合台阶开采。

8.3.1 组合台阶开采

组合台阶开采是把工作帮的台阶分为若干组,每组由 1 个工作台阶和若干个临时非工作台阶组成。一般以 3~6 个台阶为一组。每组台阶内自上而下逐个台阶轮流开采,上一个台阶推进到预定的宽度后,设备转移到下一个台阶开采。当一组中每个台阶均推进到预定宽度后,即完成一个循环(或称周期)。每组台阶一般只配置 1 台挖掘机作业。一个周期一般为 3~5 年。辽宁排山楼金矿、江西洋鸡山金矿均采用这种方式。

乌拉嘎金矿、仓上金矿、紫金山金矿采用一组台阶内有 2 台挖掘机在相邻工作台阶尾随作业。一个周期一般为 0.6~1.0 年。乌拉嘎金矿二期工程采用组合台阶开采,4 个台阶为一组,共分两组,见图 8-4 和图 8-5。

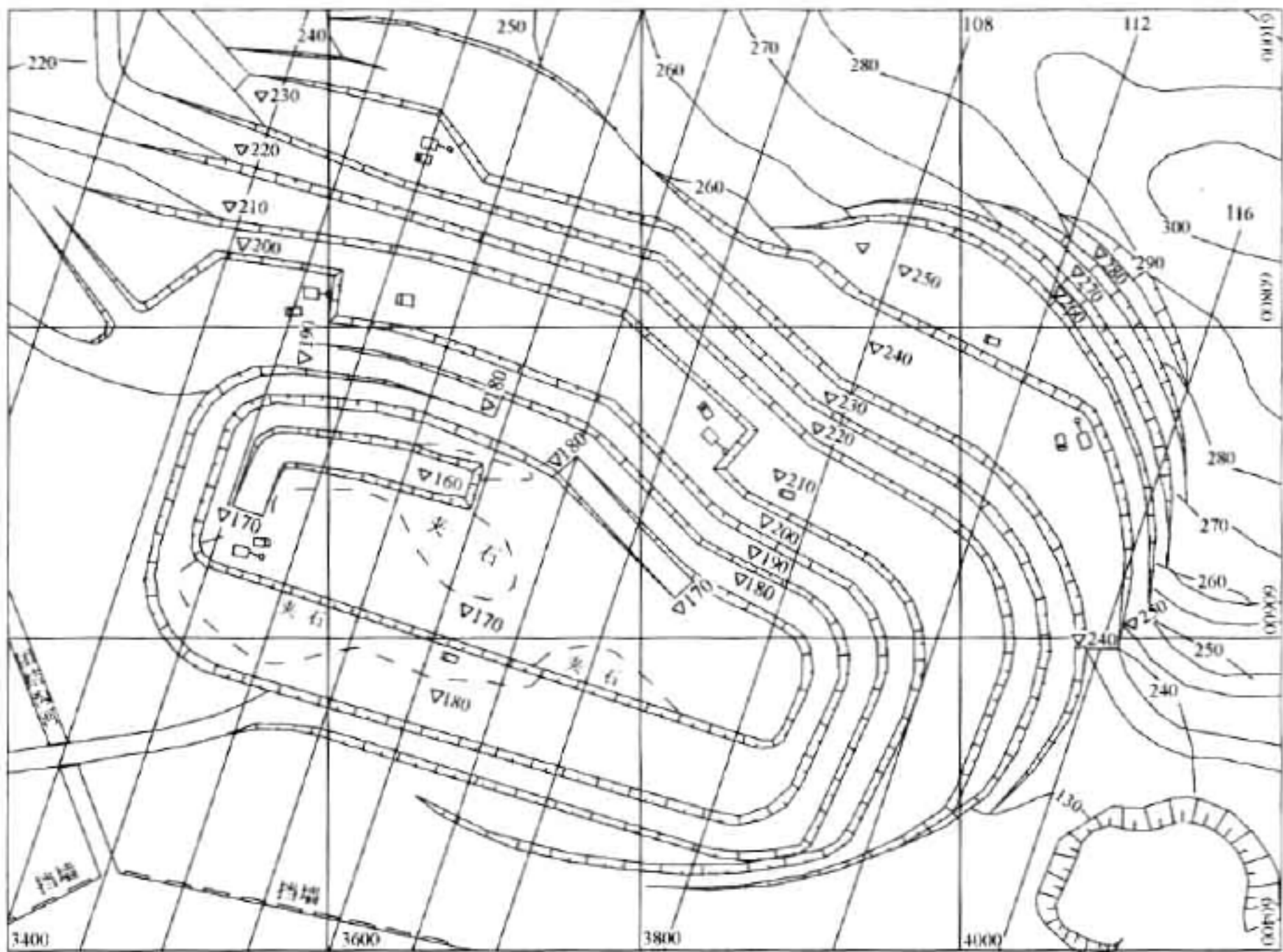


图 8-4 乌拉嘎金矿 4 台阶组合开采示意图

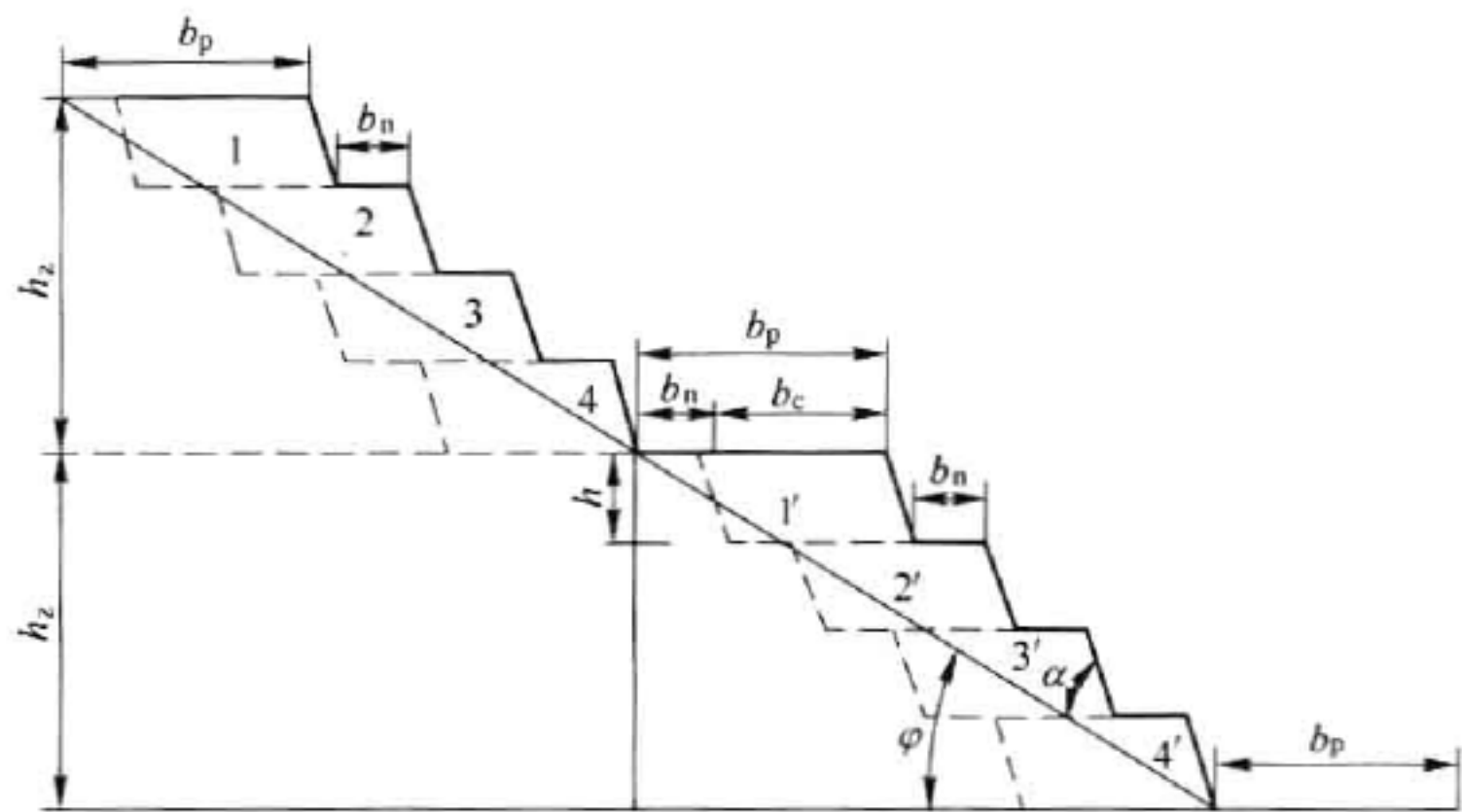


图 8-5 组合台阶结构示意图

b_c ——一次开采宽度； b_n ——安全平台宽度； b_p ——工作平台宽度； h_z ——每组台阶高度； h ——台阶高度；
 α ——台阶坡面角； φ ——工作帮坡角；1, 2, 3, 4, 1', 2', 3', 4'——分别为上、下组开采顺序

8.3.2 倾斜条带式开采

倾斜条带式开采是沿采场空间的四周(或分为几个区段)把工作帮划分为若干倾斜条带,由里向外扩帮。各台阶从上到下尾随式开采。尾随的工作平台长度,一般 150 ~ 250 m。各台阶上除正在作业的地段有较宽的工作平台外,其余地段仅留较窄的安全平台式运输平台。每个工作台阶上一般设置 1 台挖掘机,双侧进车时可设置 2 台。当工作帮上每个台阶均推进到预定宽度后,完成一个工作周期,一个周期一般 1 ~ 3 年(见图 8-6)。国外岩金矿山

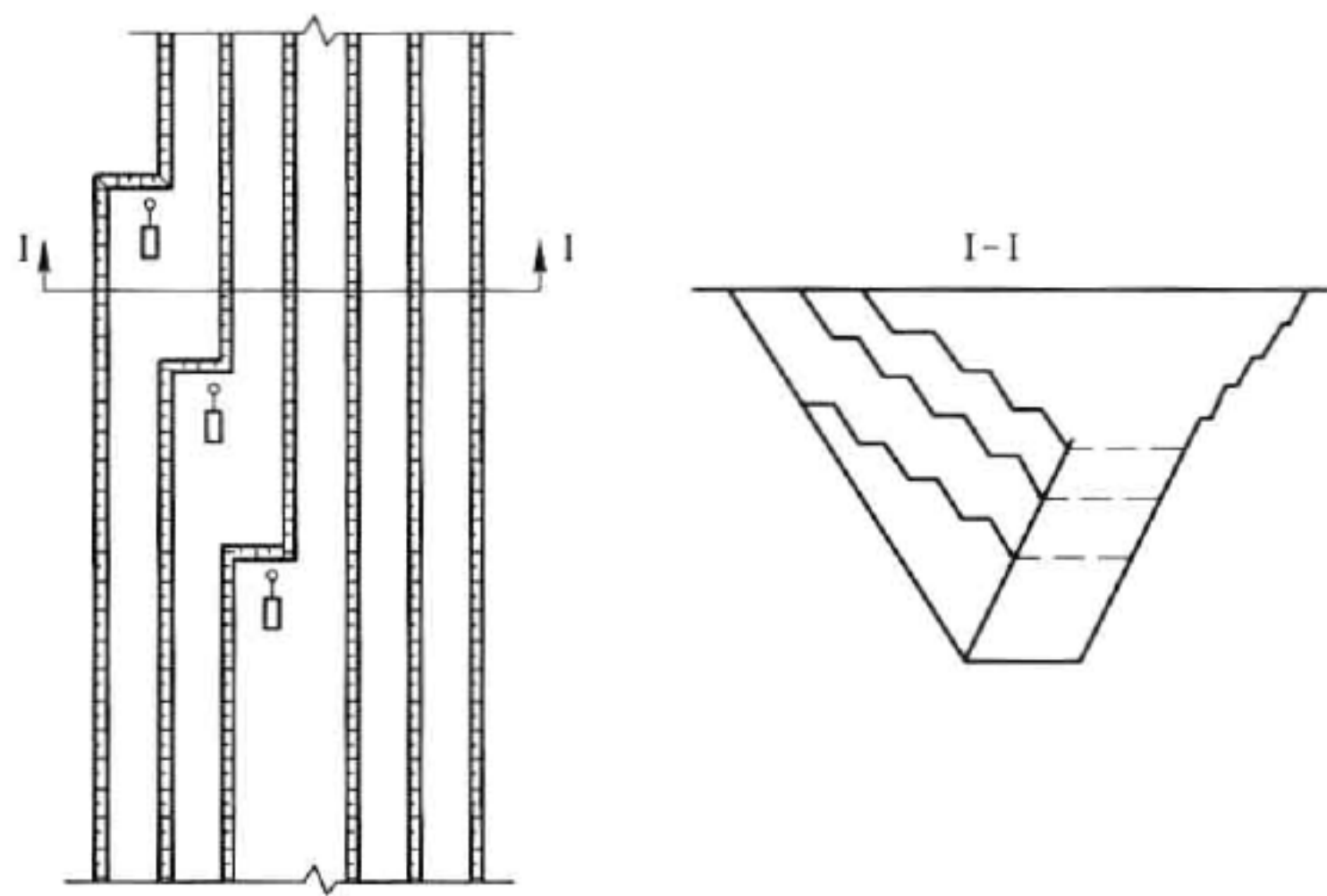


图 8-6 倾斜条带式开采示意图

普遍采用这种方式。国内锦丰金矿二期扩帮时采用周边倾斜条带式开采,一个周期 0.8 ~ 1.0 年(见图 8-7);在正常生产过程中,采用的是 3 个工作台阶尾随作业,完成后,设备移到下 3 个台阶,下 3 个台阶完成后即为一个周期,一个周期一般 0.5 ~ 1.0 年(见图 8-8)。紫金山金矿上部扩帮采用在一个区段内轮回作业,各台阶设运输平台,每个台阶内设置 1 台挖掘机作业,一个周期 0.4 ~ 1.0 年。

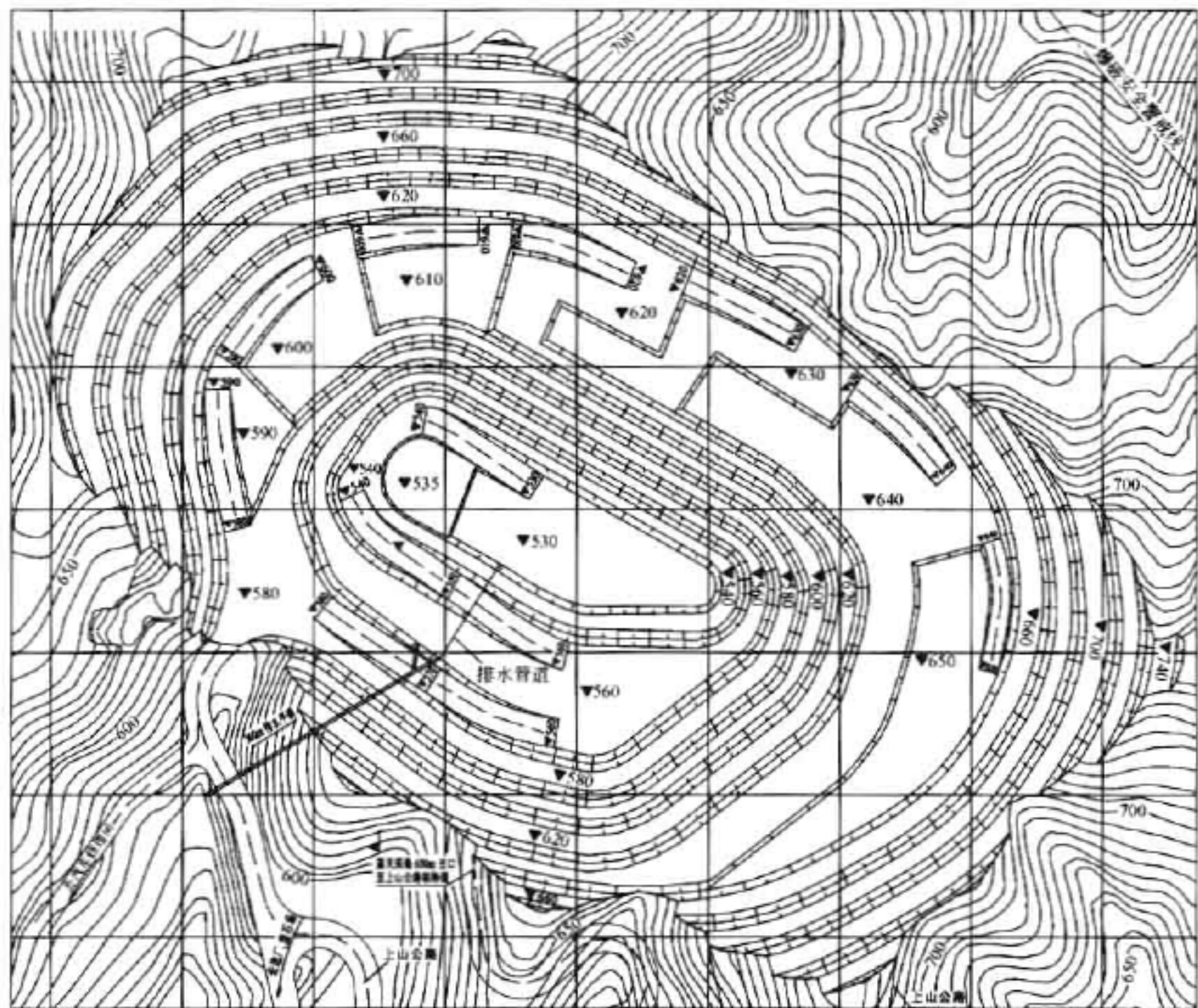


图 8-7 锦丰金矿二期扩帮倾斜条带式开采示意图

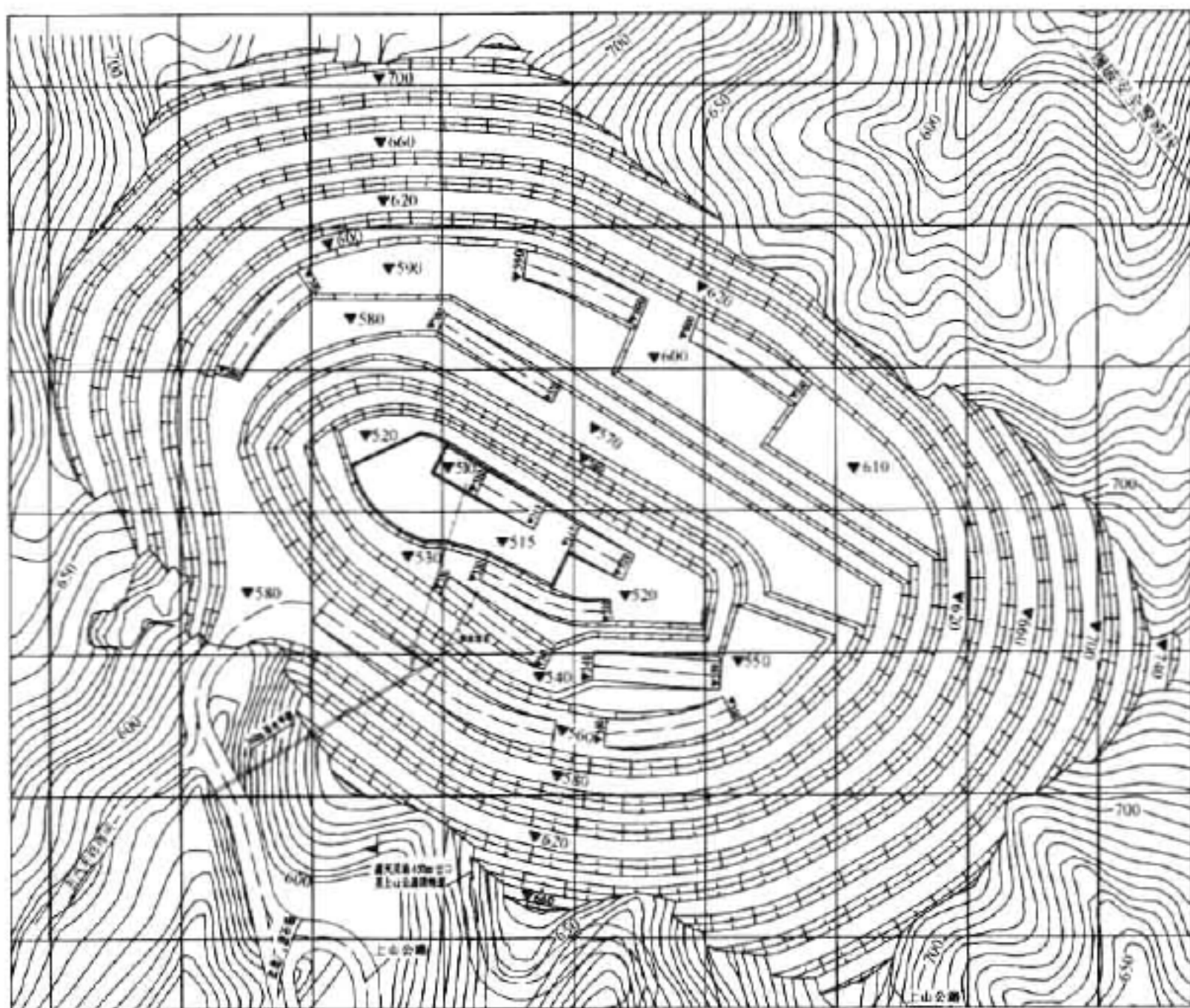


图 8-8 锦丰金矿生产过程倾斜条带式开采示意图

8.3.3 陡帮开采主要技术要素

8.3.3.1 组合台阶高度

组合台阶高度,一般根据一个循环周期、设备能力、采场空间等因素确定。

$$h_z = \frac{n_w Q_w T}{b_k L_k} \quad (8-3)$$

式中 h_z ——一组台阶高度, m, 取工作台阶高度的倍数;

n_w ——一组台阶的挖掘机台数, 台;

Q_w ——单台挖掘机生产能力, $\text{m}^3/\text{年}$;

T ——一个循环周期, 年;

b_k ——扩帮带宽度, m;

L_k ——扩帮带长度, m。

8.3.3.2 工作平台宽度

工作平台宽度是扩帮带宽度和安全平台宽度之和, 即 $b_p = b_k + b_n$ 。但须大于最小工作平台宽度 b_{\min} , 即 $b_p = (b_k + b_n) > b_{\min}$ 。工作平台宽度主要根据铲装设备的正常作业条件决定。在其他因素确定后, 工作平台宽度越小, 工作帮坡角越陡。岩金露天矿山在实际应用中, 工作平台宽度在大于最小工作平台宽度时, 根据各年度的扩帮工程量, b_p 是一个变化值。 b_p 的变化由扩帮带宽度 b_k 的变化所决定。仓上金矿和乌拉嘎金矿的扩帮带宽度分别为 25 ~ 35 m 和 20 ~ 30 m。

8.3.3.3 安全平台(或称临时非工作平台)宽度

安全平台宽度以截留大部分爆破旁冲滚渣为原则, 一般 8 ~ 20 m, 当安全平台兼作运输

平台时,其宽度以运输公路宽度为基准。

爆破滚渣抛掷距离应以其旁冲距离确定,主要受台阶高度和矿岩性质及钻孔直径等决定。普遍参照矿山的实测数据选取。乌拉嘎金矿、仓上金矿台阶高度为 10 ~ 12 m,爆破旁冲距离普遍在 9.6 ~ 15.2 m,安全平台宽度 15 m,同时兼作运输平台。

8.3.3.4 调节平台宽度

调节平台的作用主要是组合台阶的一个循环还没有完成前,采矿作业可继续向下一水平延深,保证矿石回采工作持续稳定。调节平台宽度以堑沟宽度为基准,一般取 25 ~ 30 m。仓上金矿调节平台宽度为 30 m,这个参数普遍被忽视,有些矿山出现一个循环周期没有完成时,为保证向选厂供矿,被迫采用在矿体内掘堑沟回采矿石。特别是岩金露天矿山一般一个周期在 1 a 以内,并且矿山年下降速度基本在 10 ~ 13 m。编制采矿计划时,只留出堑沟的空间,没有留出堑沟掘进的时间,矿石回采的正常连续作业出现短期的间断。在采用低工作台阶采矿时,可利用分层回采作暂时调整。××金矿因缺少调节平台,出现过在没有挖掘堑沟前,先在矿体中分层回采矿石,以保证向选厂连续供矿,产生的原因,主要是循环周期超过 0.9 a,堑沟掘进时间满足不了新水平堑沟掘进的时间。采用分层掘沟和分层采矿可以缓冲,但采用全断面掘堑沟时难以缓冲。

8.3.3.5 工作帮坡角

工作帮坡角是陡帮开采的标志性指标。

$$\tan\varphi = \frac{n_t h}{b_p + (n_t - 1)b_n + n_t h \cot\alpha} \quad (8-4)$$

式中 φ ——工作帮坡角, (°);

n_t ——一组台阶内的台阶数量,个;

h ——工作台阶高度,m;

α ——台阶坡面角, (°)。

其他符号同前。

工作帮坡角是个变化的范围值,矿山在各个时期的工作帮坡角是不同的,主要是各个时期矿山组合台阶个数和扩帮带宽度是变化的。

8.3.3.6 岩金露天生产矿山的实际陡帮主要技术参数

岩金露天生产矿山的实际陡帮主要技术参数见表 8-12。

表 8-12 部分岩金露天矿山的陡帮结构参数

矿 山 名 称	台阶高度 /m	非工作台阶 宽度/m	工作台阶 宽度/m	尾随工作台阶 距离/m	工作帮坡角 /(°)
乌拉嘎金矿	10	15	35 ~ 45	200	22.8 ~ 25
仓上金矿	12	15	40 ~ 45	200	22.0 ~ 24.4
洋鸡山金矿	10	10	25 ~ 35		24 ~ 28
锦丰金矿	10	20	35 ~ 45	80	19 ~ 28

8.3.4 生产剥采比的均衡

采用陡帮开采主要目的是减少矿山基建工程量和降低初期生产剥采比。黑龙江乌拉嘎

金矿、山东仓上金矿采用陡帮与缓帮开采的实际对比见表 8-13、表 8-14。

表 8-13 基建工程量对比表

矿 山 名 称	陡帮开采/m ³	缓帮开采/m ³
乌拉嘎金矿	2.7×10 ⁶	4.2×10 ⁶
仓上金矿	7.9×10 ⁶	9.2×10 ⁶

表 8-14 计算年采剥工程量对比表

矿山名称	陡帮开采		缓帮开采	
	年剥岩量/m ³	生产剥采比/t·t ⁻¹	年剥岩量/m ³	生产剥采比/t·t ⁻¹
乌拉嘎金矿	1.8×10 ⁶	12.9	2.4×10 ⁶	17.1
仓上金矿	2.4×10 ⁶	21.4	3.1×10 ⁶	27.7

用陡帮开采均衡生产剥采比的实质,是以不同工作帮坡角调整各开采时期的剥岩量,以达到降低和均衡生产剥采比的目的,工作帮坡角在 18°~30°范围内调整。岩金露天矿山普遍在 22°~28°范围内调整。调整的方法,普遍采用组合台阶与倾斜条带式开采相结合的方式。根据岩金露天矿山的这一特点,建议扩帮宽度和非工作平宽度选取时,要充分考虑运输车辆的技术参数,以提高自卸汽车工作效率为主要依据。汽车的工作效率,是保证挖掘机工作效率的前提条件。

8.4 采剥工作

露天采场内的采剥工作主要由穿孔、爆破、铲装和运输工作四大主体部分组成。

8.4.1 穿孔工作

2005 年以前岩金露天矿山穿孔设备主要以潜孔钻和牙轮钻机为主。2005 年以后,新建矿山引进了全液压钻机。

牙轮钻机仅在乌拉嘎金矿使用,设备数量仅 1 台。由于岩金露天矿山的矿岩硬度均在中硬以下,牙轮钻机的工作效率与 KQG-150 型高压潜孔钻机相比,优势并不明显。牙轮钻机在岩金露天矿山没有得到推广应用。

8.4.1.1 潜孔钻机

1990 年以前,岩金露天矿山普遍选用 YQ、KQ 系列的低风压(6~8 kPa)潜孔钻,供风方式采用固定空压机站集中供风;1990 年后,逐渐被 KQG 系列高压(12~20 kPa)潜孔钻机替代,供风方式采用移动式空压机分散供风。潜孔钻机是岩金露天矿山的主导穿孔设备。

A 穿孔效率

潜孔钻机的生产能力,采用计算方法确定或参考类似生产矿山的指标选取。

潜孔钻机台班生产能力:

$$V_b = 0.6vt_b\eta \tag{8-5}$$

$$v = \frac{4En_xK}{\pi D^2\alpha_b} \tag{8-6}$$

式中 V_b ——钻机台班生产能力,m;

- v ——钻机钻进速度,cm/min;
 t_b ——钻机班时间,min;
 η ——钻机班时间利用系数,按 0.4 ~ 0.6 选取;
 E ——冲击功,J,由钻机性能表中查取;
 n_z ——冲击频率,1/min,由钻机性能表中查取;
 K ——冲击能利用系数,0.6 ~ 0.8;
 D ——钻孔直径,cm;
 α_b ——矿岩的凿碎比功,J/cm³,凿碎比功按表 8-15 中选取;
 π ——圆周率,3.1416。

表 8-15 凿碎比功值

矿岩硬度 f	凿碎比功值/J · cm ⁻³
3 ~ 6	(20 ~ 30) × 9.8
6 ~ 8	(30 ~ 40) × 9.8
8 ~ 10	(40 ~ 50) × 9.8
10 ~ 15	(50 ~ 60) × 9.8
15 ~ 20	(60 ~ 70) × 9.8

潜孔钻机台班效率可参考表 8-16 和表 8-17 选取。

表 8-16 潜孔钻机台班穿孔效率 (m/台班)

矿岩硬度 f	QKQ - 150 型	KQG - 150 型	CM100 型
4 ~ 8	30 ~ 40	70 ~ 80	60 ~ 70
8 ~ 12	25 ~ 30	50 ~ 60	50 ~ 60
12 ~ 16	20 ~ 25	40 ~ 50	40 ~ 50
16 ~ 18	15 ~ 20	30 ~ 40	30 ~ 40

表 8-17 部分岩金露天矿山实际台班穿孔效率

矿 山 名 称	硬度系数 f	钻机型号	台班效率/m · 台班 ⁻¹
乌拉嘎金矿	4 ~ 8	KQ - 150	40 ~ 50
仓上金矿	3 ~ 12	KQG - 150	50 ~ 80
银洞坡金矿	6 ~ 15	KQ - 150	20 ~ 30
排山楼金矿	6 ~ 16	KQG - 150	35 ~ 50
曙光金矿	8 ~ 12	KQG - 150	50 ~ 55
紫金山金矿	3 ~ 12	KQG - 150	60 ~ 90

B 潜孔钻机数量确定

潜孔钻机数量由式 8-7 计算:

$$N_q = \frac{Q_k}{qp(1 - e)}$$

(8-7)

式中 N_q ——潜孔钻机数量,台;

Q_k ——矿山生产能力,t/年;
 p ——钻机穿孔效率,m/(台·年);
 q ——每米孔爆破量,t/m;
 e ——废孔率,5%~10%。

每米孔爆破效率参照表 8-18 和表 8-19 选取。

表 8-18 每米孔爆破量

钻孔直径 /mm	钻 孔 参 数	台阶高度 10 m				台阶高度 12 m			
		硬度系数 f				硬度系数 f			
		4~6	8~10	12~14	15~20	4~6	8~10	12~14	15~20
150	底盘抵抗线/m	5.5	5.0	4.5	4.5	5.5	5.0	4.5	4.5
	孔距/m	5.5	5.0	4.5	4.5	5.5	5.0	4.5	4.5
	排距/m	4.8	4.4	4.0	4.0	4.8	4.4	4.0	4.0
	每米孔爆破量/ m^3	20.86	17.33	14.13	14.13	21.42	17.80	14.51	14.51
200	底盘抵抗线/m	6.5	6.0	5.5	5.0	7	6.5	6.0	5.5
	孔距/m	6.5	6.0	5.5	5.0	7	6.5	6.0	5.5
	排距/m	5.5	5.0	4.5	4.0	6	5.5	5.0	4.5
	每米孔爆破量/ m^3	28.56	24.14	20.03	16.33	34.30	29.32	24.76	20.57

表 8-19 部分岩金露天矿山每米孔实际爆破效率

矿山名称	台阶高度/m	硬度系数 f	孔径/mm	每米孔爆破量/ m^3
乌拉嘎金矿	10	4~8	150	17.5~20.3
仓上金矿	12	3~12	150	18.5~24.6
银洞坡金矿	10	6~15	150	17.5~19.8
排山楼金矿	10	8~16	150	17.5~19.5
曙光金矿	12	8~12	150	19.8~21.3
紫金山金矿	10~12	3~12	150	25.0~33.0

岩金露天矿山开采深度相对较浅,弱风化带的矿岩占的比例相对较高,其穿孔设备效率和每米孔的爆破量相对较高些。

C 潜孔钻机主要材料消耗

潜孔钻机的主要材料消耗按表 8-20 选取。

表 8-20 潜孔钻机的台班材料消耗指标

材 料 名 称	消 耗 量	材 料 名 称	消 耗 量
钻杆/根	0.004	擦拭材料/kg	0.04
冲击器外套/个	0.015	机油/kg	0.5
硬质合金/kg	0.07	黄干油/kg	0.13
钢丝绳/kg	0.11	洗油/kg	0.18
除尘罩/个	0.01	空压机油/kg	0.85
供风管/m	0.06	透平油/kg	0.14
灯泡/个	0.13	皮带油/kg	0.01
砂轮片/片	0.026		

D 人员配备及工作制度

潜孔钻机以固定空压机为动力时,每台班配备 2 人,以移动压气机为动力时,每班配备 3 人。岩金露天矿山经多年的生产实践经验,以移动空压机为动力时,每班配备 2 人。

潜孔钻机年工作天数与钻机检修制度、检修天数有关,一般年工作 300 ~ 310 d,每天工作 3 班。岩金露天矿山普遍采用每天工作 3 班,中外合作的矿山都采用每天工作 4 班,目前已有一些矿山在试行每天工作 4 班的工作制。

8.4.1.2 液压钻机

全液压钻机具有高效、机动灵活的特点,在国外岩金露天矿山普遍应用。中国岩金露天矿山是从 2005 年才开始引进,主要在锦丰金矿、长山壕金矿、滩金山金矿使用,应用效果良好。

液压凿岩机具有节能、高效、成本低和作业条件好等显著优点,与牙轮钻机在铁矿山应用相比,钻孔直径 230 mm、孔深 20 ~ 30 m,钻孔速度 600 ~ 700 mm/min,是同级牙轮钻机的 1.6 倍;能耗是牙轮钻机的 1/2。与潜孔钻机相比,钻孔速度是同级潜孔钻机的 2.5 ~ 3 倍,能耗则为潜孔钻机的 1/4。

国外的芬兰 Tam Rock 公司、瑞典的 Atlas Copco 公司和日本古河公司是生产露天液压钻机的主要厂家。国内的浙江红五环机械股份有限公司(以下简称浙江红五环)、武汉地大海卓流体控制有限责任公司(以下简称武汉地大)、山东泰安新龙钻机有限公司(以下简称泰安新龙)和河北三河市燕京矿山液压机械有限公司等企业也生产露天液压钻机。在岩金露天矿山,液压钻机将替代牙轮钻机和潜孔钻机,是岩金露天矿山穿孔设备的发展方向。

Atlas Copco 公司液压钻机主要技术性能见表 8-21。国内部分液压钻机主要技术性能见表 8-22。

表 8-21 Atlas Copco 公司部分全液压钻机主要技术性能

参 数	型 号				
	Roc D ₅	Roc D ₇	Roc F ₇	Roc D ₉	Roc L ₇
孔径/mm	35 ~ 89	64 ~ 115	76 ~ 115	89 ~ 127	105 ~ 127
孔深/m	28	21 ~ 28	28	30	31
工作压力/MPa	1.05	1.05	1.05	1.2	1.05
耗气量/L · s ⁻¹	105	105	148	213	288
凿岩机功率/kW	12 ~ 18	12 ~ 18	21	25	30
推进力/kN	20	20	20	20	30
推进长度/mm	7140	7140	8100	8100	11250
发动机功率/kW	131	149	186	224	272
行走速度/km · h ⁻¹	3.1	3.1	3.6	3.6	3.4
爬坡能力/(°)	20	20	20	20	20
外形尺寸 /mm × mm × mm	10710 × 2370 × 13100	10710 × 2370 × 13100	12300 × 2490 × 3200	12300 × 2490 × 3200	11250 × 2500 × 3560
设备总质量/kg	12500 ~ 13600	12500 ~ 13600	15100 ~ 15700	15600 ~ 16200	19000

表 8-22 国产部分全液压钻机主要技术性能

参 数	型 号				
	TROC712HC-01	TROC812HCS-00	HC653	CTQ-D100Y	CTQ-Z120Y
孔径/mm	48~89	64~115	76~102	98~130	90~130
孔深/mm			25	30	25
工作压力/MPa	0.8	1.05	0.6~0.8	0.5~0.7	0.7~1.6
耗气量/L·s ⁻¹	82.5	120	6 m ³ /min	10~12 m ³ /min	7~12 m ³ /min
凿岩机功率/kW				18.6	33
推进力/kN	13	13	20.4		
推进长度/mm	4400	4400	3600	2000	3000
发动机功率/kW	104	104	118		
行走速度/km·h ⁻¹	1.5/3.7	1.5/3.7	3.0	2.0	2.0
爬坡能力/(°)	30	30	35	30	25
外形尺寸 /mm×mm×mm			6400×2300×1500	4100×2030×2020	5200×2030×2300
整机质量/kg	9900	29650	10000	2800	4600
生产厂家	武汉地大	武汉地大	浙江红五环	泰安新龙	泰安新龙

A 穿孔效率

液压钻机穿孔效率可参照潜孔钻孔台班效率的 2~4 倍选取。锦丰金矿 Roc L₇ 型液压钻机台班效率 300~400 m,长山壕金矿 Roc L₈ 液压钻机台班效率 100~120 m,滩金山金矿 Roc L₆ 液压钻机台班效率 80~100 m,中国黄金集团内蒙古矿业有限公司乌努格吐山铜钼矿 CM780 型液压钻机台班效率 200 m。Tom Roc 公司 DHA600S 型液压钻机在仓上金矿应用的台班效率按 161~178 m 选取,是潜孔钻机效率的 2~3 倍。

B 设备台数的确定

潜孔钻机在设备台数确定时,矿石和岩石的穿孔设备台数单独计算;液压钻机设备台数确定时,矿岩穿孔设备台数不需分别计算。只需将矿石穿孔总进尺数与岩石穿孔总进尺数合计,根据设备台班效率,确定设备台数。

岩金露天矿山露天采场走向长度短,液压钻机移动方便、灵活,并且钻孔直径变化范围大,钻头更换简单。矿岩穿孔可选同一型号设备。

设备台数的计算方法同潜孔钻机。

$$N_y = \frac{Q_k}{qp(1-e)}$$

(8-8)

式中 N_y ——钻机数量,台;
 Q_k ——矿山生产能力,万/年;
 q ——每米孔爆破量,t/m;
 p ——钻机穿孔效率 m/(台·年);
 e ——废孔率,5%~10%。

C 人员配备及工作制度

液压钻机每台班配备 2 人,年工作天数一般为 260~280 d。由于液压钻机在国内岩金

露天矿山应用时间较短,技术经济指标均处于收集阶段。

8.4.2 中深孔爆破工作

8.4.2.1 台阶中深孔爆破的基本要素

台阶中深孔爆破的基本要素如图 8-9 所示。

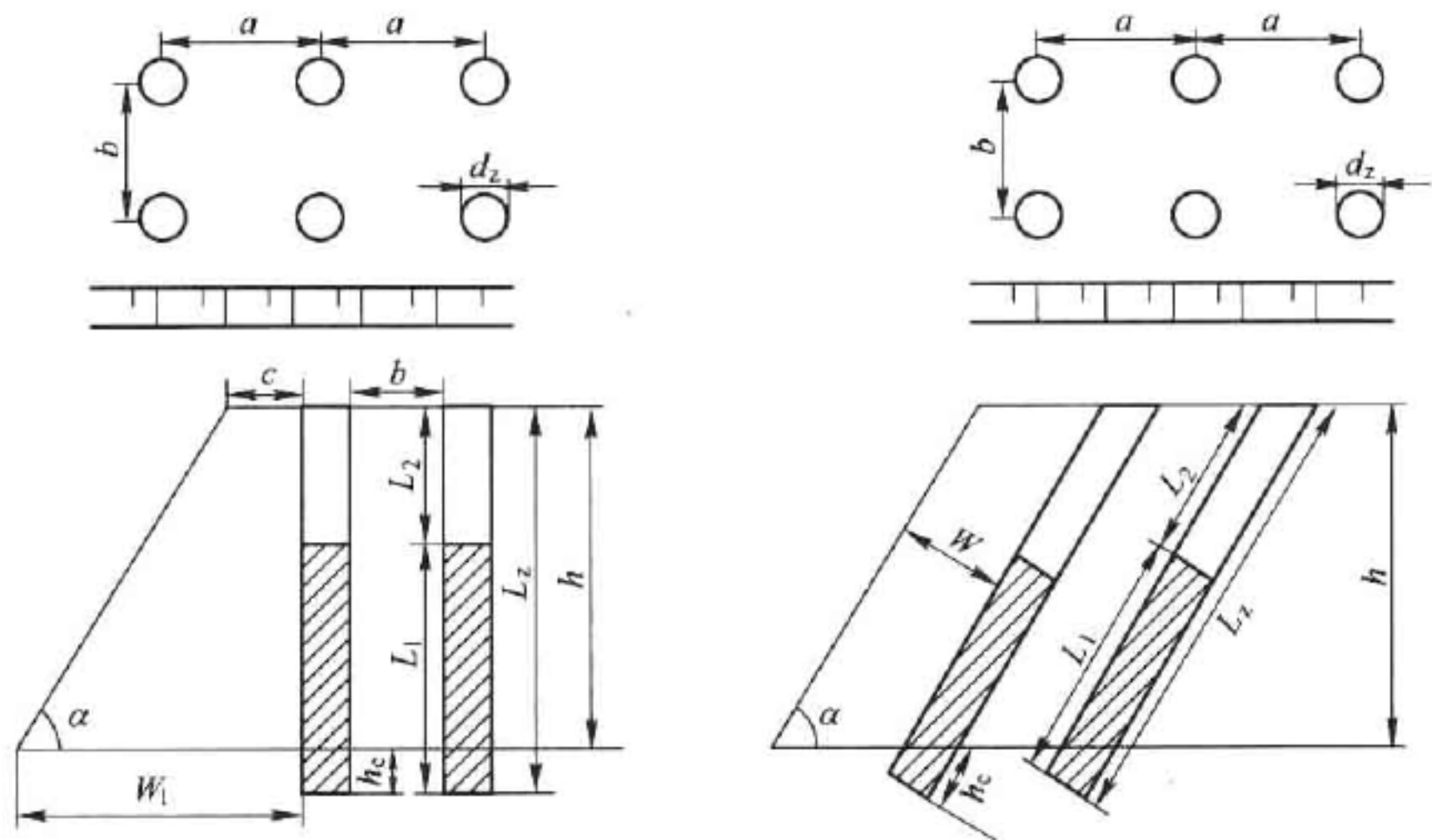


图 8-9 中深孔爆破基本要素示意图

h —台阶高度; L_z —钻孔深度; h_c —超钻深度; d_z —钻孔直径; d —装药直径;
 L_1 —装药长度; L_2 —填塞长度; α —台阶坡面角; c —台阶坡顶线距孔口距离;
 W —抵抗线; W_1 —底盘抵抗线; a —孔距; b —排距

8.4.2.2 钻孔形式和布孔方式

钻孔形式有垂直和倾斜钻孔两种,但多为倾斜钻孔。

布孔方式有单排孔和多排孔布置。

8.4.2.3 爆破参数的确定

中深孔爆破参数包括孔径、孔深、超钻、底盘抵抗线、填塞长度、孔距、排距和炸药单耗量等。

A 孔径和孔深

孔径取决于选定钻机的类型。岩金露天矿山深孔爆破直径普遍在 100 ~ 200 mm。

钻孔深度:

垂直孔时
$$L_z = h + h_c \tag{8-9}$$

倾斜孔时
$$L_z = \frac{h}{\sin\alpha} + h_c \tag{8-10}$$

钻孔超深:

垂直孔时
$$h_c = (0.15 \sim 0.35) W_1 \tag{8-11}$$

倾斜孔时
$$h_c = (8 \sim 12) d \tag{8-12}$$

式 8-9 ~ 式 8-12 中,单位均为 m。岩金露天矿山一般 h_c 值选取 0.5 ~ 2.0 m。

B 底盘抵抗线

底盘抵抗线的大小与炮孔直径、装药直径、炸药威力,装药密度、岩石可爆性等因素有

关。倾斜孔爆破时, $W_1 = W$ 。

垂直炮孔时, W_1 与 h 的关系为:

$$W_1 = (0.6 \sim 0.9) h \tag{8-13}$$

W_1 与 d 的关系为:

$$W_1 = k d \tag{8-14}$$

岩金露天矿山, 孔径 d 一般为 100 ~ 200 mm, 一般 k 值为 30 ~ 35。

W_1 与安全作业条件关系为:

$$W_1 \geq h \cot \alpha + c_n \tag{8-15}$$

式中 c_n ——钻孔中心线与平台坡顶线的安全距离, 一般取 2.5 ~ 3.0 m。

C 孔距和排距

第一排孔: $a = m_1 W_1 \tag{8-16}$

后排孔: $a = m_2 b \tag{8-17}$

式中 m_1, m_2 ——分别为前后炮孔临近系数, 岩金露天矿山, 孔径 100 ~ 200 m, m_1 选取 0.43 ~ 1.14, m_2 选取 0.95 ~ 1.6。

孔距和排距是一个相关参数, 受每个炮孔负担爆破面积所限制。一般情况下, $b = (0.5 \sim 1.0) a$ 。

目前, 矿山普遍采用宽孔距爆破, $a \geq 1.5 b$ 。

D 填塞长度(L_2)

$$L_2 = Z W \tag{8-18}$$

式中 Z ——填塞系数, 垂直孔 $Z = 0.7 \sim 0.8$, 倾斜孔 $Z = 0.9 \sim 1.0$ 。

E 单位炸药消耗量(q_y)

单位炸药消耗量(q_y)根据岩石的坚固性、炸药种类、爆破块度等因素决定。岩金露天矿山可参考表 8-23 选取。

表 8-23 单位炸药消耗量

岩石硬度系数 f	< 8	8 ~ 10	10 ~ 14	14 ~ 20
单位炸药消耗量/ $\text{kg} \cdot \text{m}^{-3}$	< 0.45	0.45 ~ 0.5	0.5 ~ 0.65	0.65 ~ 1.0

岩金露天矿山炸药单耗一般 0.45 ~ 0.5 kg/m^3 , 矿岩中硬以上炸药单耗为 0.5 ~ 0.65 kg/m^3 。

F 单孔装药量

单孔装药量, 前排: $Q_1 = q_y a W_1 h \tag{8-19}$

后排: $Q_1 = q_y a b h t_x \tag{8-20}$

式中 Q_1 ——单孔装药量, kg;

q_y ——单位炸药消耗量, kg/m^3 ;

t_x ——后排装药量增加系数, 一般取 1.1 ~ 1.2。

装药量验算: $Q'_1 = \frac{\pi}{4} L_1 d^2 \rho_z \tag{8-21}$

式中 Q'_1 ——装药量验算值, kg;

L_1 ——装药长度, m;

ρ_z ——装药密度, 硝铵炸药 $0.9 \sim 0.95 \text{ kg/cm}^3$, 铵油炸药 0.9 kg/cm^3 。

当验算结果 $Q_1 > Q'_1$ 时, 应调整孔网参数。

8.4.2.4 装药、填塞、起爆方法

A 装药

岩金露天矿山普遍采用单一装药结构。仓上金矿采用底部空气间隔装药, 底部 $1.5 \sim 2.5 \text{ m}$ 用木棍支托, 采用空气间隔、减少炮孔装药量, 抬高装药高度, 提高了爆破质量, 降低大块率和爆破成本。

岩金露天矿山普遍采用人工装药方法, 其缺点是装药密度低、效率低、劳动强度大, 偶尔出现装药卡孔间断现象。目前, 仅有锦丰金矿和紫金山金矿采用装药车机械装药。

B 填塞

岩金露天矿山普遍采用人工填塞。

C 起爆方法

岩金露天矿山普遍采用非电毫秒级塑料导爆管起爆。起爆顺序采用微差间隔起爆, 微差延迟时间(Δt)按岩石移动条件计算:

$$\Delta t = KW + \frac{L_f}{v_f} \quad (8-22)$$

式中 Δt ——排间微差延迟时间, ms;

K ——系数, 一般取 2 ms/m ;

W ——底盘抵抗线, m;

L_f ——形成裂缝宽度, 一般取 10 mm ;

v_f ——裂隙开裂速度, 一般取 3 mm/ms 。

微差间隔起爆也称为微差起爆, 一般岩金露天矿山微差时间计算按整数选取, 最小间隔 25 ms , 其余可按雷管段数的间隔时间, 50 ms 、 75 ms 、 100 ms 、 150 ms 选用。

8.4.2.5 劳动定员

爆破工作的具体内容包括: 准备填塞物、装药、填塞、连接爆破网络、清理爆破现场、警戒和起爆等。一般可按每人 2 个孔考虑。但最少不能少于警戒人员、起爆人员、起爆指挥人员所需的人数。

8.4.3 铲装工作

8.4.3.1 单斗挖掘机作业

单斗挖掘机有正铲和反铲两种。岩金露天矿山在 2000 年以前主要使用正铲, 2000 年之后普遍使用反铲。反铲适应于低台阶、分层采矿。

按动力区分, 单斗挖掘机有电力挖掘机和柴油挖掘机两种。2000 年以前, 岩金露天矿山以电动挖掘机为主。当时柴油挖掘机铲装成本高、设备质量差、生产可靠性低。2000 年后, 引进国外的主机和关键部件, 设备质量大幅度提高, 生产可靠性较高, 设备效率的提高降低了铲装成本, 柴油挖掘机在岩金露天矿山得到了普遍使用。

按传动方式区分, 单斗挖掘机有机械传动和液压传动两种。过去岩金露天矿山以机械传动挖掘机为主, 认为液压传动挖掘机(液压铲)是工程机械, 不是矿山机械。1990 年后, 乌

拉嘎金矿、仓上金矿、排山楼金矿、紫金山金矿相继引进液压铲,通过生产实际对比,液压铲在岩金露天矿山具有生产效率高,生产能力是同斗容机械铲的1.5~1.8倍,生产成本比机械挖掘机高10%~20%,但其机动灵活性强,特别在陡帮开采中优势更为显著,目前,岩金露天矿山普遍使用液压挖掘机。

A 设备能力确定

a 挖掘机台班生产能力

挖掘机台班生产能力为:

$$Q_c = \frac{3600V_c K_m t_b \eta}{t_x K_p} \tag{8-23}$$

式中 Q_c ——台班生产能力, m^3 ;
 V_c ——铲斗容积, m^3 ;
 K_m ——铲斗满斗系数,一般取0.75~0.95;
 t_b ——班工作时间, h;
 η ——班工作时间利用系数,汽车运输取0.45~0.6;
 t_x ——挖掘一个循环时间,一般30~50 s;
 K_p ——矿岩松散系数,一般取1.3~1.5。

台班生产能力受各种技术和组织因素影响,如矿岩性质,爆破质量等。机械铲的台班能力普遍较低,主要原因是操作水平、维修能力、备件供应等不足。液压铲的台班生产能力普遍较高,主要原因是设备质量高、故障率低,设备厂家服务及时;设备操作简单,工人容易在短期内掌握操作技术;设备机动灵活,易于生产组织管理。

b 挖掘机台年生产能力

挖掘机台年生产能力为:

$$Q_a = Q_c N_g n_g \tag{8-24}$$

式中 Q_a ——挖掘机台年生产能力, m^3 ;
 N_g ——挖掘机年工作天数, d;
 n_g ——日工作班数。

机械挖掘机台年生产能力可参考表8-24选取。液压挖掘机台年生产能力可参考表8-25选取。

表 8-24 机械挖掘机台年生产能力 (m^3)

铲斗容积/ m^3	矿岩硬度 f		
	<6	6~12	12~20
1	$(0.14 \sim 0.18) \times 10^6$	$(0.11 \sim 0.15) \times 10^6$	$(0.08 \sim 0.12) \times 10^6$
2	$(0.26 \sim 0.32) \times 10^6$	$(0.23 \sim 0.28) \times 10^6$	$(0.20 \sim 0.24) \times 10^6$
4	$(0.60 \sim 0.90) \times 10^6$	$(0.55 \sim 0.70) \times 10^6$	$(0.45 \sim 0.60) \times 10^6$
7.6~8	$(1.20 \sim 1.80) \times 10^6$	$(1.05 \sim 1.40) \times 10^6$	$(0.08 \sim 0.12) \times 10^6$
11.5~12	$(1.80 \sim 2.60) \times 10^6$	$(1.55 \sim 2.10) \times 10^6$	$(1.20 \sim 1.80) \times 10^6$

表 8-25 部分岩金露天矿山液压挖掘机实际台年生产能力

矿 山 名 称	液压铲斗容/m ³	矿岩硬度 <i>f</i>	台年生产能力/万吨
仓上金矿	0.6~1.0	3~12	50~60
排山楼金矿	1.0	8~16	40~55
排山楼金矿	1.8	8~16	100~120
紫金山金矿	1.7	3~12	100
紫金山金矿	2.2	3~12	140
紫金山金矿	2.4	3~12	210
紫金山金矿	3.6	3~12	310
滩金山金矿	4.5	6~12	225
长山壕金矿	4.5	6~12	390
锦丰金矿	6.7	4~12	700~850

岩金露天矿山基本建设时期,机械挖掘机第一年设备能力下降到 70%,第二年下降到 85%,第三年达到 100%;液压挖掘机第一年下降到 85%,第二年达到 100%。

B 挖掘机设备数量计算

矿山所需挖掘机台数:

$$N_w = \frac{A}{Q_a}$$

(8-25)

式中 N_w ——矿山所需挖掘机台数,台;

A ——矿山年采剥量,m³/年;

Q_a ——挖掘机台年生产能力,m³/年。

Q_a 可通过计算或参考矿山实际生产能力选取,并考虑效率降低因素。挖掘机设备一般不设备用,但一个矿山至少要有 2 台。

C 挖掘机工作制度

挖掘机年工作天数由日历天数减去年检修天数、法定假日、气候影响天数等。一般取 280~290 d。

D 挖掘机劳动定员及材料消耗

(1) 挖掘机劳动定员。机械挖掘机台班配司机 1 人,副司机 1 人。液压挖掘机台班配司机 1 人。

(2) 挖掘机材料消耗。机械挖掘机材料消耗见表 8-26。液压挖掘机铲齿消耗量见表 8-26,柴油消耗量见表 8-27。

表 8-26 机械挖掘机主要材料台班消耗量

材 料 名 称	1 m ³ 挖掘机	3~4 m ³ 挖掘机	7.6~8 m ³ 挖掘机
提升钢绳/m	0.45	0.72	1.36
φ30 崩绳/m	0.12	0.14	0.14
φ30 拉门绳/m	0.2	0.31	0.43
铲尖(<i>f</i> =3~10)/个	0.05	0.06	0.07

续表 8-26

材料名称	1 m ³ 挖掘机	3 ~ 4 m ³ 挖掘机	7.6 ~ 8 m ³ 挖掘机
(f=11 ~ 20)/个	0.11	0.1	0.13
灯泡/个	0.06	0.25	0.25
黄干油/kg	0.2	0.5	0.90
机油/kg	0.1	0.2	0.22
洗油/kg	0.07	0.12	0.12
透平油/kg	0.5	0.67	0.67
擦拭材料/kg	0.1	0.07	0.07

表 8-27 液压挖掘机主要柴油消耗量

斗容/m ³	柴油/kg·(台·月) ⁻¹	统计资料
0.5 ~ 1.0	6000 ~ 8000	统计资料
1.2 ~ 1.8	13000 ~ 16200	统计资料
2.2 ~ 2.4	17000 ~ 19000	统计资料
4.5	400 ~ 500 t/(台·年)	统计资料
6.7	600 ~ 650 t/(台·年)	统计资料

注：机油可按柴油的 7% ~ 10% 计算。

8.4.3.2 前端式装载机

前端式装载机是一种具备采装、短距离运输、排弃和其他辅助作业能力的多功能设备。前端式装载机的主要优点为：自重轻、尺寸小、设备造价低、行走速度快、机动灵活、一机多用。主要缺点是：生产能力低、寿命短、对矿岩块度适应性差、轮胎磨损快、维修工作量大、采装费用高。

针对前端式装载机的优缺点，在岩金露天矿山使用过程中，应扬长避短。在作为主采装设备时，应配备 0.5 m³ 的液压挖掘机作为辅助设备，帮助将爆堆底脚硬实部分松动，可提高前端式装载机 1 ~ 1.5 倍的工作效率，还可降低轮胎磨损和柴油消耗量。在作为采装辅助设备时，帮助主采装设备清理爆堆 3 m 高以下的三角带，可提高主采剥设备 10% ~ 20% 的工作效率，同时，这部分爆破抛出的渣石零散，有利于发挥前端式装载机的机动灵活性和一机多用的特点。

A 生产能力确定

(1) 装载时的生产能力：

$$Q_z = \frac{3600V_c K_m \gamma \eta}{t_1}$$

(8-26)

式中 Q_z ——装载时装载机的生产能力, t/h;

V_c ——铲斗容积, m³;

K_m ——满斗系数, 0.6 ~ 1.1;

γ ——松散状态的矿岩密度, t/m³;

η ——时间利用系数, 0.75 ~ 0.85;

t_1 ——一次循环时间,24 ~ 30 s。

(2) 采装运输时的生产能力:

$$Q_y = \frac{3600 V_c K_m \gamma \eta}{t_2} \tag{8-27}$$

式中 Q_y ——采装运输时装载机的生产能力,t/h;

t_2 ——采装运输工作循环时间,s:

$$t_2 = t_a + t_b + t_c + t_d \tag{8-28}$$

t_a ——装载时间,8 ~ 12 s;

t_b ——卸载时间,3 ~ 4 s;

t_d ——空载返回时间,s;

t_c ——重载运行时间,s:

$$t_c = L_y / v_1 \tag{8-29}$$

$$t_d = L_y / v_2 \tag{8-30}$$

L_y ——运行距离,m;

v_1 ——重载运行平均速度,m/s;

v_2 ——空载运行平均速度,m/s。

前端式装载机生产能力可参考表 8-28 选取,岩金露天矿山利用液压反铲配合时,可提高前端式装载机生产效率 50% ~ 80%。

表 8-28 前端式装载机生产能力 (m³/h)

采掘矿岩类型	斗容/m ³					
	2. 63	3. 06	3. 45	3. 82	4. 21	4. 53
爆破抛掷渣堆	234	260	283	306	331	355
爆破渣堆	103	116	130	139	157	168
第四系表土强风化岩	173	195	214	231	246	261

B 设备数量确定

矿山所需装载机台数:

$$N_j = \frac{K_g A}{t_m t_n Q_j} \tag{8-31}$$

式中 N_j ——装载机数量,台;

K_g ——工作不均衡系数,1. 1 ~ 1. 2;

A ——矿山年采剥数量,t;

t_m ——每天工作小时数,h;

t_n ——年工作天数,d;

Q_j ——装载机生产能力,t/h。

在岩金露天矿山前端式装载机作用为辅助设备时,采掘工作面不少于 3 个时,配置 1 台;多于 3 个时,每增加一个工作面增加 1 台。

C 设备工作制度

一般按照日历天数的 60% ~ 65% 确定前端式装载机的工作天数。

D 劳动定员与材料消耗

前端式装载机台班配置 1 人。

前端式装载机在坚硬岩石中,正常作业轮胎寿命为 1500 ~ 2500 h。在岩金露天矿山,平均每台设备年消耗 5 ~ 6 条轮胎。

8.4.4 运输作业

岩金露天矿山的矿岩运输以自卸汽车为主。1990 年前,运输工作一直是制约露天矿采剥工作的中心环节,影响挖掘机效率的发挥。1990 年后,岩金露天矿山运输作业引进专业采剥队伍,弥补了岩金露天矿山的自身运输作业的弱点。

8.4.4.1 运输设备选型

岩金露天矿山运输设备选型主要受运输距离、铲装设备的斗容、矿山生产能力、气候条件、生产组织和技术水平等因素影响。

常规汽车车厢斗容与挖掘机斗容量之比,一般为 3 ~ 6,最大不要超过 7 ~ 8。在岩金露天矿山,多年生产经验证明,汽车一次循环的时间,要小于同一台挖掘机所配置车辆的一次装载时间之和。

对于年运量大的矿山,原则可遵循,规格可以不受同规模限制。

运输设备选型可参考表 8-29 选取。

表 8-29 常用自卸汽车适用年运量范围

车宽类型	一	二	三	四	五	六	七	八
计算车宽/m	2.4	2.5	3.0	3.5	4.0	5.0	6.0	7.0
载重量/t	4.5	7 ~ 10	15 ~ 20	27 ~ 32	40 ~ 60	80 ~ 90	100 ~ 120	154 ~ 190
年运量/万吨	<45	45 ~ 180	80 ~ 500	170 ~ 900	250 ~ 1200	450 ~ 1800	750 ~ 3000	>3000

在岩金露天矿山应用时,要根据矿山实际情况选型。紫金山金矿年采剥总量 6800×10^4 t,选用车辆载重量为 20 ~ 40 t。

8.4.4.2 汽车台班运输能力

自卸汽车台班运输能力:

$$A_q = \frac{480G}{t_q} K_z K_s$$

(8-32)

式中 A_q ——汽车台班运输能力,t;
 G ——汽车额定载重量,t;
 K_z ——汽车载重利用系数,0.8 ~ 1.0;
 K_s ——汽车时间利用系数,0.75 ~ 0.85;
 t_q ——汽车运输一次循环时间,min;

$$t_q = t_z + t_g + t_s + t_y$$

(8-33)

t_z ——装车时间,min;
 t_g ——卸车时间,1.0 min;
 t_s ——调头和等待时间,3 ~ 5 min;
 t_y ——汽车运输往返时间,min。

8.4.4.3 自卸汽车数量

自卸汽车数量：

$$N_c = \frac{Q_y K_y}{t_r t_n A_q K_c}$$

(8-34)

式中 N_c ——自卸汽车需要数量,辆;

Q_y ——年运输矿岩量,t/a;

K_y ——运输不均衡系数,1.05 ~ 1.15;

t_r ——每日工作班数,班;

t_n ——年工作天数,d;

A_q ——汽车台班能力,t;

K_c ——汽车出车率,0.4 ~ 0.8。

8.4.4.4 工作制度

自卸汽车工作天数各矿山、各车辆差距较大,岩金露天矿山一般在210 ~ 250 d。

8.4.4.5 劳动定员及材料消耗

每辆汽车每班配备1人。柴油消耗量见表8-30。机油消耗量见表8-31。轮胎消耗量见表8-32。

表 8-30 汽车柴油消耗量

自卸汽车载重量/t	每百公里耗油指标/kg
7	35 ~ 40
10	60 ~ 80
15	90 ~ 100
25	120 ~ 150
27	135 ~ 170
45	220 ~ 280
60	250 ~ 320

表 8-31 汽车机油消耗量

油 耗 指 标	汽车载重量/t	
	7 ~ 15	20 ~ 68
机油占柴油的百分比/%	7 ~ 8	10 ~ 15

表 8-32 汽车轮胎消耗指标

汽车载重量/t	行驶里程/km	备 注
7 ~ 15	15000 ~ 25000	
20 ~ 68	15000 ~ 20000	

岩金矿床地下开采

9.1 概述

岩金地下矿山的开采技术水平相差很大,有机械化程度较高的矿山(液压凿岩台车凿岩,铲运机出矿和辅助作业机械化),也有一般机械装备的矿山(气腿式凿岩机凿岩,电耙出矿,电机车运输),还有机械装备较差的矿山(气腿式凿岩机凿岩,人工运搬矿石)。

岩金矿床地下矿山采矿方法经过新中国成立后 60 多年的发展和完善,种类较为齐全,且出现许多组合式的方案(见表 9-1)。

表 9-1 岩金地下矿山采矿方法比重

分 类	采 矿 方 法	按 1987 年 17 个地区岩金地下矿山采矿量统计的采矿方法使用比例/%	2000 年岩金地下矿山采矿方法使用比例/%
空 场 法	全面采矿法	11.9	
	全面留矿采矿法	11.4	
	留矿采矿法	33.0	
	分段采矿法	3.4	
	阶段矿房法	9.1	
	小 计	68.8	
充 填 法	上向分层胶结充填法	15.8	
	下向充填法	1.5	
	削壁充填法	6.4	
	小 计	23.7	
其 他	崩落采矿法及组合采矿法	7.5	10

20 世纪 50 年代岩金地下矿山开采规模小,工艺技术落后,许多矿山手工作业,使用的采矿方法主要为留矿采矿法,留矿采矿法在所有采矿方法中约占 80%;50 年代中期到 60 年代中期,小型矿山扩建、改造、合并、工艺技术相应地发展,技术经济也有较大的提高,削壁充填采矿法、全面采矿法和干式充填采矿法开始在岩金矿山试验和应用;60 年代中期到 70 年代中期,生产发展缓慢,技术进步不大;70 年代中期以后,对岩金矿山集中力量改造,新建了一批骨干矿山,黄金生产规模迅速扩大,采矿方法的新方案相继试验成功,将岩金地下矿山的采矿技术提高到一个新水平;80 年代国家投入大量资金开展采矿方法研究,取得一大批科技成果;90 年代中国经济模式由计划经济向市场经济过渡,科研项目相对较少,采矿方法除空场法、充填法之外又出现崩落采矿法;21 世纪是中国黄金工业稳步发展阶段。应指出,下述许多中小型矿山现在已不复存在。

岩金地下矿山近30年来的科技进步,尤其是经历计划经济和市场经济不同时期的发展,突出地表现以下几个方面:

(1) 适宜于各种开采技术条件的采矿方法试验成功,并在生产中推广应用。因地制宜地完善了留矿采矿法:组合留矿采矿法和全面采矿法工艺特点研发了全面留矿采矿法;大孔径深孔落矿阶段矿房采矿法试验取得成功;充填采矿法的使用比重呈上升势头,且成为开采矿岩不稳固的主要采矿方法,推广应用了机械化削壁充填采矿法和干式充填采矿法;对于品位低的厚大岩金矿床,试验和应用了阶段崩落采矿法。

(2) 地下开采装备水平普遍提高,凿岩、出矿等主要生产环节已基本实现机械化。部分矿山还装备了配套的无轨设备。

(3) 新的工艺技术和新材料在岩金矿山得到广泛的应用。例如,开采薄及极薄矿脉的充填料面的铺垫质量不断完善;在充填料中架设的金属溜井和金属人行井;人工矿柱;光面爆破和控制爆破;锚杆和锚索护顶技术,以及新的充填工艺和新的充填材料等。

(4) 岩石力学研究成果在一些矿山指导了矿山生产地压管理。

(5) 矿山系统工程、矿山技术经济分析、矿产经济学等许多研究成果在山东玲珑、焦家、新城,河北金厂峪等岩金地下矿山用于指导优化采矿方法和辅助设计,编制采掘计划、计算储量、绘制地质图、综合评价企业经济效益,确定矿山最佳经营参数等方面。

(6) 人工矿柱代替矿石矿柱是岩金采矿应用相对较多的实用技术,它的成功应用为岩金矿山或其他贵金属矿山开采延长寿命、提高地质资源利用率作出重要贡献。预计这一技术今后还将继续应用下去。

(7) 经过数十年的采矿方法试验研究,到21世纪初期已经有三大类采矿工艺数十种开采方法在岩金矿山地下生产中应用,一改20世纪60年代以浅眼留矿采矿法一统天下的落后面貌,采矿技术正在发生深刻变化。应指出:计划经济年代由国家资助的采矿方法试验成功的采矿工艺,真正在矿山中应用者并不多;到21世纪的市场经济年代矿山一般以自有资金开展适用的研究来解决实际问题。中国岩金矿山一直提倡应用充填采矿法,因为它的采矿损失贫化指标最低;到21世纪初期,各种各样的充填采矿法比重已经占40%左右,但是,以浅眼留矿采矿法为主的空场法仍然占50%上下。由此可知,由于浅眼留矿采矿法具有许多的优越性和适合矿山开采技术条件,预计它仍然是21世纪岩金开采的重要方法。

(8) 由于岩金采矿方法与选矿技术的进步,中国黄金地质资源利用率已由20世纪70年代的不足45%提高到21世纪初期的67.5%。但是,与世界发达国家的80%仍然有很大差距,在这方面广大科技工作者仍要继续努力。

(9) 中国到21世纪初期就已经有部分岩金地下开采矿山采深达到或超过700 m,已表现出高井温、高应力、高井深等深井开采特征。我们在深井开采技术方面与世界先进水平相比仍有较大差距,正在开展相关的试验研究。

(10) 应该说中国自21世纪初期发展成为世界矿业生产大国以来,由于工艺技术、设备制造与管理能力等的原因与发达国家相比,并不是一个矿业强国。但是,中国在黄金开采和开发方面的工艺、设备、管理等方面的经验在世界发展中国家是非常适用的,为中国黄金矿业走向世界提供便利。

9.2 全面采矿法

全面采矿法是岩金矿山开采缓倾斜薄矿体和极薄矿体的一种重要的采矿方法。据1987年资料,岩金矿山应用全面采矿法的比重,按采出矿量计为11.9%。应用该种采矿法的岩金矿山主要有:潼关金矿、秦岭金矿、湘西金矿、峪耳崖金矿、张家口金矿、蒲峪金矿、半壁山金矿、三家金矿等。

9.2.1 矿床开采技术条件

各岩金矿山应用全面采矿法开采的矿床,其主要开采技术条件见表9-2。

表 9-2 应用全面采矿法的矿床开采技术条件

矿山名称	矿 体					上 盘 围 岩		下 盘 围 岩	
	厚度/m	倾角/(°)	<i>f</i>	稳固性	品位 /g·t ⁻¹	<i>f</i>	稳固性	<i>f</i>	稳固性
潼关金矿	0.5~2.7 平均1.3	3~10	8~10	稳固	7.24	10~12	中稳	10~12	中稳
秦岭金矿	0.5~4.92 平均0.74	20~25 平均22		稳固	17.78	12~14	中稳固	12~14	稳固
蒲峪金矿	0.2~2.3 平均1.0	9		稳固	9.01	10~12	中稳以上	8~10	稳固
峪耳崖金矿	0.79~1.30 平均1.10	30~50 平均45	10~12	中稳以上	12.50	12~15	中稳		中稳
半壁山金矿	0.47~4.57 平均1.40	20~46 平均32	12~14	稳固		8~15	稳固	8~15	稳固
张家口金矿	平均1.56	<10 平均4	13	中稳	3.5~3.7	4~6	中稳以下	4~6	中稳以下
三家金矿	0.2~0.6 平均0.4	20~40	8~10	稳固		8~14	稳固	8~14	稳固
湘西金矿 西安矿区	1.5~3.5	30	10~12	稳固		5~7	中稳以下		中稳以下

由表9-2可知,应用全面采矿法开采的矿体,从矿体厚度看,绝大部分在2 m以下,其中有相当一部分是小于0.8 m的极薄矿体;从矿体倾角看,绝大部分在30°以下,其中一部分是5°以下的微倾斜矿体;从矿岩稳固性看,大部分为中等稳固以上,但也有一部分在中等稳固以下。

9.2.2 采矿方法结构参数

各岩金矿山全面采矿法的主要结构参数见表9-3。

表 9-3 全面采矿法结构参数

矿山名称	矿块布置方式	矿块尺寸/m	间柱宽/m	顶柱高/m	底柱高/m	放矿漏斗间距/m
潼关金矿	沿走向	走向 40 ~ 50 , 倾斜 40 ~ 50	2	不连续矿柱	无	6 ~ 6.5
秦岭金矿	沿走向	走向 60 , 垂高 22		2	5 ~ 6	8 ~ 10
蒲峪金矿	沿走向	走向 40 ~ 50 , 倾斜 30 ~ 40 ; 沿走向划为分条 , 分条宽 6 ~ 8	不规则矿柱	无	无	出矿堑沟间距 6 ~ 8
峪耳崖金矿	沿走向	走向 20 ~ 30 , 倾斜 40 ~ 60	2 ~ 2.5	2	4	
半壁山金矿	沿走向	走向 40 , 倾斜 50		2 ~ 3	4 ~ 5	5 ~ 7
张家口金矿	沿走向	走向 40 , 倾斜 40		无	斜长 3 ~ 4	
三家金矿	沿走向	走向 40 , 倾斜 50 ~ 60	6	3	3	7 ~ 10
湘西金矿 西安矿区	沿走向	走向 50 , 倾斜 60 ; 矿块划分为若干	无	无	5 ~ 7	

由表 9-3 可以看到,岩金矿山应用全面采矿法时,矿块均沿走向布置,其沿走向的尺寸和沿倾斜的尺寸,大部分为 40 ~ 50 m。矿房之间一般有间柱和顶柱、底柱。

9.2.3 回采工艺

各矿山全面采矿法的回采工艺、参数和设备见表 9-4。

表 9-4 全面采矿法回采工艺

矿山名称	回采顺序和推进方式	落 矿	出 矿	顶 板 管 理
潼关金矿	由矿块一侧以壁式工作面向另一侧推进	采幅分为二:上为矿,下为岩;落矿前在靠近工作面的立柱上挂金属网。先抛岩后采矿,浅眼爆破	电耙出矿。电耙绞车功率 30 kW,耙斗容积 0.3 m ³	用木立柱或金属支柱,排间距 1.5 m,柱间距 2 ~ 2.5 m。局部打锚杆
秦岭金矿	沿走向由一侧向另一侧推进,沿倾斜由下向上逆倾斜推进	浅眼落矿,炮眼梅花形布置,眼深 2 m, W = 0.7 ~ 0.9 m, W/d = 17 ~ 21。YT-24 型凿岩机	用 2JP-28kW 电耙出矿	采场内留不规则矿柱,用采下废石砌石垛。局部打锚杆
蒲峪金矿	矿块划分为若干分条回采。相邻分条可同时或依次回采。分条回采可用前进式或后退式	浅眼落矿,先掘堑沟后回采其两侧矿石,炮眼与堑沟中心线呈 42° ~ 45° 夹角,排距 1 m,每次爆破 3 ~ 4 排	矿石人工装车运出。粉矿清扫装袋运出	局部不稳用木支柱。掘沟的废石堆砌在采空区支护顶板
峪耳崖金矿	由下而上逆倾斜推进。工作面为梯段形	YT-27 型凿岩机,浅眼落矿,眼深 1.5 ~ 2.2 m, W/d = 14 ~ 17,矿厚时平行布置,矿薄时“之”字形布置	13 kW 电耙出矿	采用横撑支柱护顶。支柱间距: (1.8 ~ 2) m × (1.5 ~ 2) m,贫矿留作矿柱

续表 9-4

矿山名称	回采顺序和推进方式	落 矿	出 矿	顶板管理
半壁山金矿	矿块划分为宽 15 ~ 20 m 分条,逆倾斜推进	YT-27 型凿岩机,浅眼落矿,眼深 2.2 ~ 2.3 m, $W=0.6 \sim 0.7$ m,炮眼平行布置	7.5 kW 或 13 kW 电耙出矿	采场内留不规则矿柱
张家口金矿	先掘进路(平行式、井田式、鱼刺式布置),后退式回采	浅眼落矿,眼深 1.5 m 平行交错布置,排距 1.0 m,眼距 1.0 m	用 13 kW 电耙和 30 kW 电耙接力耙运	采准上山、回采进路用木棚支护。回采时用木柱或木垛支护。并留有不规则矿柱
三家金矿	采用壁式工作面一侧向另一侧推进	YT-27 型凿岩机,浅眼落矿,眼深 1.7 m,平行布置,眼间距 0.6 m	7.5 kW、13 kW 电耙出矿	留不规则矿柱或临时木支柱
湘西金矿 西安矿区	矿块划分为若干分间,顺倾斜回采,分间内逆倾斜推进	浅眼落矿	14 kW 和 17 kW 电耙接力耙运	每个分间留 1 ~ 3 个矿柱,每个矿柱负担支护面积为 0 ~ 240 m ² ,矿柱间设混凝土块垛

由表 9-4 可知,岩金矿山的全面采矿法,在矿块内的回采顺序及回采工作推进方式上,是多种多样的,其中多数矿山是采用壁式工作面由一侧向另一侧推进,有些矿山是将矿块划分为若干分条(蒲峪、半壁山金矿)或划分为若干分间(湘西金矿)进行回采,个别矿山(张家口金矿)采用进路回采方式,这些主要是为了适应不同的顶板稳定性条件而采取的措施。从生产工艺上看,均为浅眼落矿,电耙出矿(蒲峪金矿为人工出矿),其中潼关金矿、蒲峪金矿在应用全面采矿法回采厚度为 1.6 m 以下的矿体时,采用了分采分运的工艺。三家金矿和峪耳崖金矿,在回采厚度小于采幅的矿体时,仍应用混采。从顶板管理上看,潼关金矿、峪耳崖金矿采用了比较规则的立柱和横撑支柱,其他各矿均采用不规则矿柱加木支护,张家口金矿因顶板条件不好而用木棚、木垛支护。有些矿山应用锚杆对局部顶板进行加固。

9.2.4 主要技术经济指标

各矿山应用全面采矿法的主要技术经济指标见表 9-5。

表 9-5 全面采矿法主要技术经济指标

矿山名称	矿块生产能力 /t · d ⁻¹	采切比 /m · kt ⁻¹	采矿损失率/%	矿石贫化率/%	炸药消耗 /kg · t ⁻¹	坑木消耗 /m ³ · t ⁻¹
潼关金矿	40 ~ 50	20	6	11.5	0.63	0.0048
秦岭金矿	38	28	矿房 5 ~ 6 矿柱 40 ~ 58	矿房 37.2 矿柱 24.8	0.71	0.00036

续表 9-5

矿山名称	矿块生产能力 /t·d ⁻¹	采切比 /m·kt ⁻¹	采矿损失率/%	矿石贫化率/%	炸药消耗 /kg·t ⁻¹	坑木消耗 /m ³ ·t ⁻¹
蒲峪金矿	30~50		13.2	11.76		
峪耳崖金矿	40	4.8~11.6	7.5~9.8	30	0.45	0.0032
半壁山金矿	30	40	9.3	25	0.31	0.0018
张家口金矿	55.91		8.5	7.41	0.49	0.002
三家金矿	20~40	11.1	18.3	70	0.70	0.0037
湘西金矿 西安矿区	50~80	25	3~5	4~6	0.32	0.004

由表 9-5 可知,全面采矿法的矿块生产能力,大多为 30~40 t/d,当采用分条或分间同时回采时,可以提高生产能力。从采矿损失与贫化指标看,采矿损失率一般在 10% 以下,矿石贫化率较高,特别是当矿体厚度小于采幅时,若仍采用混采,则矿石贫化率很高(如三家金矿,矿厚 0.2~0.6 m,矿石贫化率 70%)。

9.2.5 评述

岩金矿山在应用全面采矿法时,利用该法回采时方便灵活、可以分采分运的特点,大部分都在采场内留有不规则矿柱,或留有低品位矿段、废石夹层等,以支撑顶板和降低矿石贫化率。工艺发展的主要方向是降低采矿损失与贫化,在对薄和极薄矿层的回采中有分采的趋势,如潼关金矿试验并应用的壁式爆力分采全面采矿法,先将位于采幅中下部的岩石,用抛掷爆破采出,然后回采位于采幅中上部的矿石,大大降低了采矿损失与贫化。又如蒲峪金矿研究的抛掷爆破全面采矿法,将矿块划分为若干回采分条,在每一分条中央,先将岩石采出并形成堑沟,然后将其两侧矿石用抛掷爆破方法采落至堑沟内运出,降低了采矿损失与贫化,并提高了矿块生产能力。张家口金矿应用进路回采的方式,将全面采矿法应用于顶板不稳固的条件下,取得好效果,并根据进路布置方式的不同,采用了平行进路式、井田进路式和鱼刺进路式等多种方案。

9.2.6 潼关金矿全面采矿法应用实例

潼关金矿原用房柱采矿法,当矿体厚度小于采幅时,采用矿岩混采,矿石贫化率很高。为解决此问题,试验研究了壁式爆力分采全面采矿法,获得成功,并在厚度为 1~1.6 m 的矿体中得到应用。

9.2.6.1 开采技术条件

潼关金矿矿体赋存于黄铁石英脉的构造带中,石英脉呈脉状或透镜状沿构造带分布,矿体在走向和倾向上呈舒缓波状,有膨胀收缩、分支复合、尖灭再现等现象。连续矿体沿走向长度为 50~200 m 左右,矿体厚度 0.5~2.7 m,矿体倾角为 3°~10°(401 号脉)和整性较好,局部裂隙发育。矿石硬度系数大部分为 $f=8\sim10$,稳固。围岩 $f=10\sim12$,中等稳固。

9.2.6.2 采矿方法结构与采准切割

矿块沿走向长 50 m,沿倾斜长 40~50 m。两个矿块之间留 2 m 宽连续矿柱以隔离采空

区,适当留不连续顶柱。

采准工作包括在矿块两侧掘进采准和切割上山,其中切割上山作为将来开始回采的壁式工作面。在矿块底部沿矿体走向掘进联络道,从脉外运输巷道每隔6~6.5 m掘进溜矿井与矿块联络道沟通,并开掘电耙绞车硐室。采矿方法结构与采准工程布置如图9-1所示。

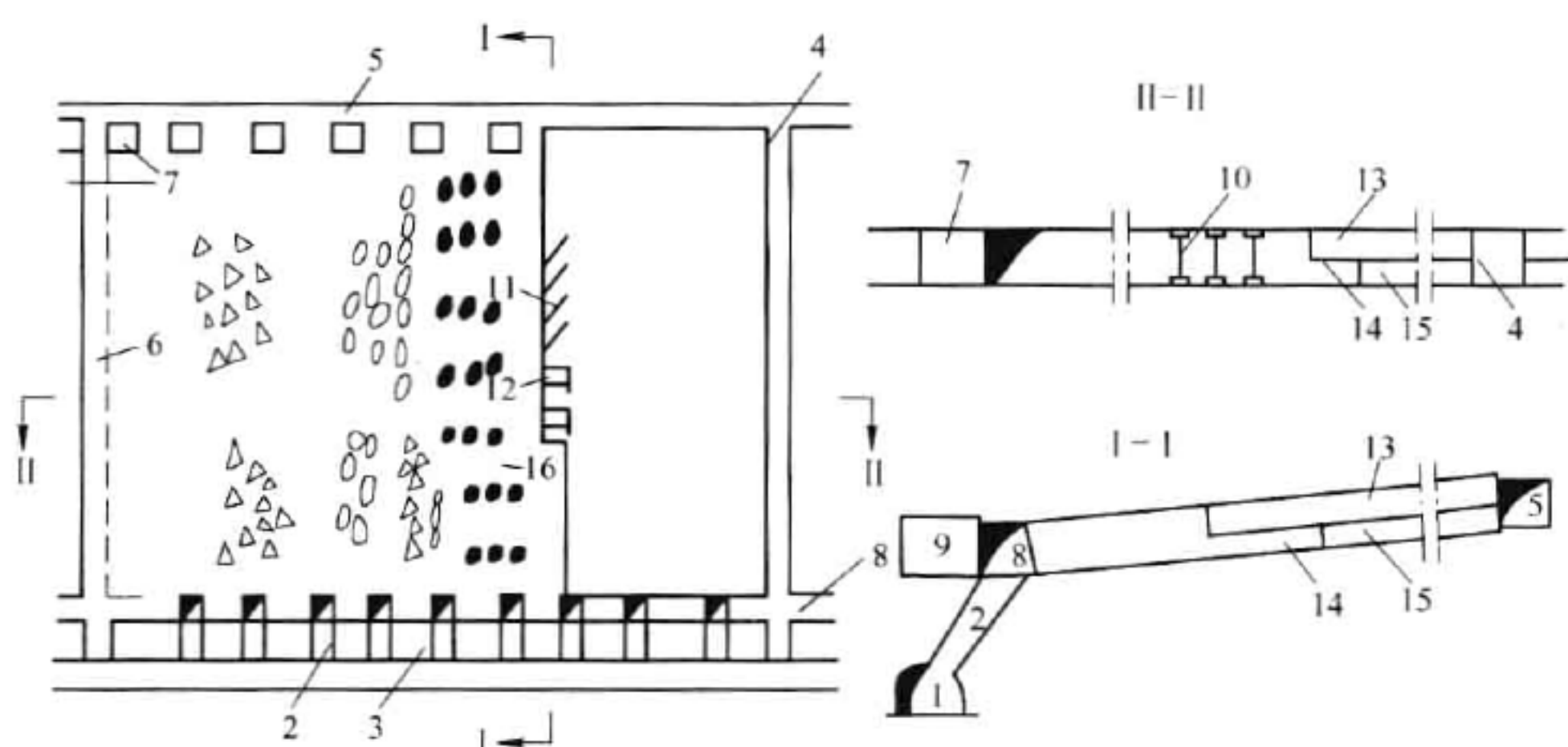


图9-1 潼关金矿壁式爆力分采全面采矿法示意图

- 1—运输巷道; 2—溜井; 3—岩柱; 4—采准上山; 5—回风巷道; 6—切割上山; 7—矿柱;
8—联络道; 9—电耙绞车硐室; 10—支柱; 11—抛岩炮眼; 12—落矿炮眼;
13, 15—待采矿体; 14—岩槽; 16—金属网。

9.2.6.3 回采工作

回采工作从切割上山开始,由一侧向另一侧推进。在倾斜方向上,由下而上逆倾斜推进。将采幅(约1.8 m)分为上下两部分,上部分为矿体,下部分为岩体。回采时先将下采幅的岩体用抛掷爆破法采出,在工作面形成一个岩槽,人工清理残留岩石至支柱之后,在支柱上挂金属网,然后回采上采幅中的矿体。如此分采分出。

A 凿岩

凿岩炮眼与工作面夹角约 42° ,眼深3.0 m,眼距0.5 m,排距1 m。装药时将药卷划开高密度装药,用非电导爆管微差起爆。80%~90%的岩石可以抛到3 m以外的采空区,残留在底板上的岩石用人工清理至第一排支柱外,形成宽约1.5 m的岩槽。抛岩炸药消耗为0.7~0.8 kg/t。

B 落矿

落矿炮眼垂直工作面与抛岩炮眼同时打好。眼深1.8~2 m,眼距0.6 m,炮眼梅花形排列。人工装药,非电导爆管微差起爆。为了防止矿石崩入采空区,爆破前在靠近工作面的一排支柱上挂金属网。金属网用8号铁丝自制,每块尺寸 $0.8\text{ m} \times 1.5\text{ m}$,随工作面的推进可回收再用。落矿炸药消耗为0.3~0.35 kg/t。

C 出矿

工作面的矿石用电耙耙运至放矿漏斗,经溜矿井装车运出,电耙绞车功率30 kW,耙斗容积 0.3 m^3 。

D 顶板管理

主要采用立柱支护顶板。在距回采工作面3 m处安装一排立柱,以后工作面每推进

1.5 m。就支一排立柱。根据顶板的稳固性情况,确定留柱的排数,一般保留3排,在支第4排时,回收距工作面最远的第1排支柱。每排支柱中的柱间距2~2.5 m。立柱可用木柱,或丝杠金属支柱。木柱回收率75%,丝杠支柱回收率80%。遇顶板局部不稳处,可用锚杆加固。此外,遇有非工业块段亦留作矿柱支护顶板。

采空区的顶板让其自行崩落而不另作处理。由于矿体薄,倾角小,又有矿柱的非工业块段支撑,空区不易发生大面积同时冒落。但对局部地区,若支柱承受压力很大,威胁工作面安全,而顶板又不能自行崩落,可以采取局部强制放顶措施,消除潜在隐患。

9.2.6.4 技术经济指标

试验矿块的主要技术经济指标见表9-6。

表 9-6 采矿方法主要技术经济指标

指标名称	数 值	指标名称	数 值
矿块生产能力/t·d ⁻¹	40~50	矿石贫化率/%	11.5
采准比/m·kt ⁻¹	20	炸药消耗/kg·t ⁻¹	0.63
采矿损失率/%	6	坑木消耗/m ³ ·t ⁻¹	0.0048

9.2.6.5 评价

与原用的房柱采矿法相比,潼关金矿采用全面采矿法的主要优点是:

(1) 采矿损失率和矿石贫化率显著降低,采矿损失率由20%降低到6%,矿石贫化率由28%降低至11.5%。

(2) 由于矿岩分采,可以把一些混采达不到最低工业品位的非工业矿体(厚度很小或品位降低)转变为工业矿体,增加工业储量。

(3) 由于矿岩分采,岩石留在采空区,降低了运输费用和选矿处理费用。

其主要缺点为:

(1) 工艺过程较为复杂,特别是对抛岩的凿岩爆破施工技术要求较高,要严格按设计施工。顶板管理也较为复杂。

(2) 抛岩不可能完全将岩石抛入采空区,残留下的岩石用人工清理,费时费力,劳动强度大。

(3) 坑木消耗较多。

本采矿法适用条件为:缓倾斜薄矿体,矿体厚度1~1.6 m;顶板中等稳固以上;矿岩界线明显。

9.2.7 蒲峪金矿全面采矿法实例

陕西省华阴市蒲峪金矿根据其矿床条件,应用了垂直分条抛掷爆破全面采矿法。

9.2.7.1 开采技术条件

蒲峪金矿床属于小秦岭金矿带西段。矿体赋存于含金结构破碎带的石英脉和破碎蚀变岩中。矿体厚度0.20~2.31 m 平均厚度1 m。矿体倾角9°。矿体顶板围岩为蚀变片麻岩或混合花岗岩, $f=10\sim12$,中等稳固到稳固;矿石 $f=8\sim10$,坚硬,稳固性好。

9.2.7.2 采矿方法结构与采准切割

矿块沿走向长度40~50 m,沿倾斜长30~40 m。沿走向将矿块划分为5~6个回采分

条,每个分条宽6~8 m,长度等于矿块斜长。

在矿块的上水平和下水平分别布置有脉内平巷,下水平的脉内平巷作为运输和行人用,上水平的脉内平巷作为回风联络道。这些巷道的规格为2 m×1.8 m,其顶板为矿层顶板,卧底开挖至1.8 m高度。

回采之前,在回采分条中央掘进堑沟。若采用后退式回采,则在此堑沟与上水平联络道贯通后,以此堑沟作为切割空间,后退回采堑沟两侧矿石;若采用前进式回采,则开挖一段堑沟之后,以此为切割空间进行回采,如图9-2所示。

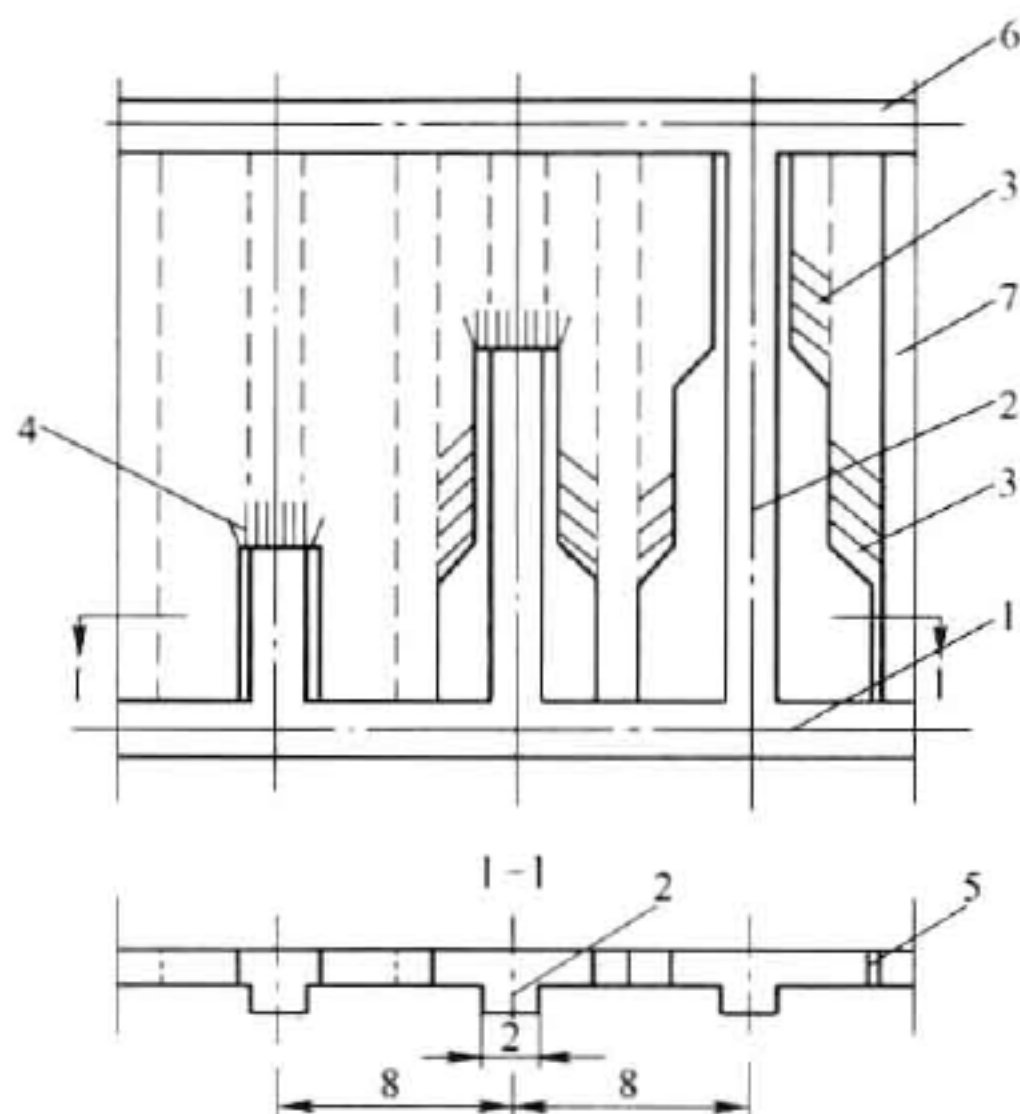


图9-2 蒲峪金矿垂直分条抛掷爆破全面采矿法

1—沿脉运输巷道; 2—回采堑沟; 3—落矿炮眼; 4—掘堑沟前回采炮眼;
5—矿柱; 6—回风联络道; 7—采空区

9.2.7.3 回采工作

A 回采顺序和推进方式

回采按分条进行,以靠近采空区的分条为首采分条。相邻分条可以同时回采,但要依次有所滞后。首采分条与采空区之间留有矿柱,与采空区隔开。各分条之间的贫矿层或极薄矿层留作矿柱。

每一分条回采时,按推进方式分为前进式回采和后退式回采。当顶板围岩稳固性较好时,采用前进式回采;当顶板围岩稳固性较差时,采用后退式回采。

B 前进式回采

首先从脉内运输巷道壁沿回采分条的中心线掏采宽2.5~3.0 m、长2.0 m的矿层,然后卧底采出其下部的岩石,形成高1.8 m、宽约2.0 m、长约1.5 m的切割空间。按照此工艺过程重复两个循环,即可形成宽约2 m、长约4.5 m的回采堑沟。掘沟过程如图9-3所示。此堑沟形成后,其两侧矿石用抛掷爆破方法采落至堑沟内,人工装车运出。然后再进行掏采、掘沟、回采,直至采完整个分条。回采堑沟两侧的矿体时,炮眼布置方向与堑沟中心线夹角为 $42^{\circ} \sim 45^{\circ}$,炮眼排距1 m,每次爆破3~4排,推进距离3~4 m,抛掷爆破效果70%。

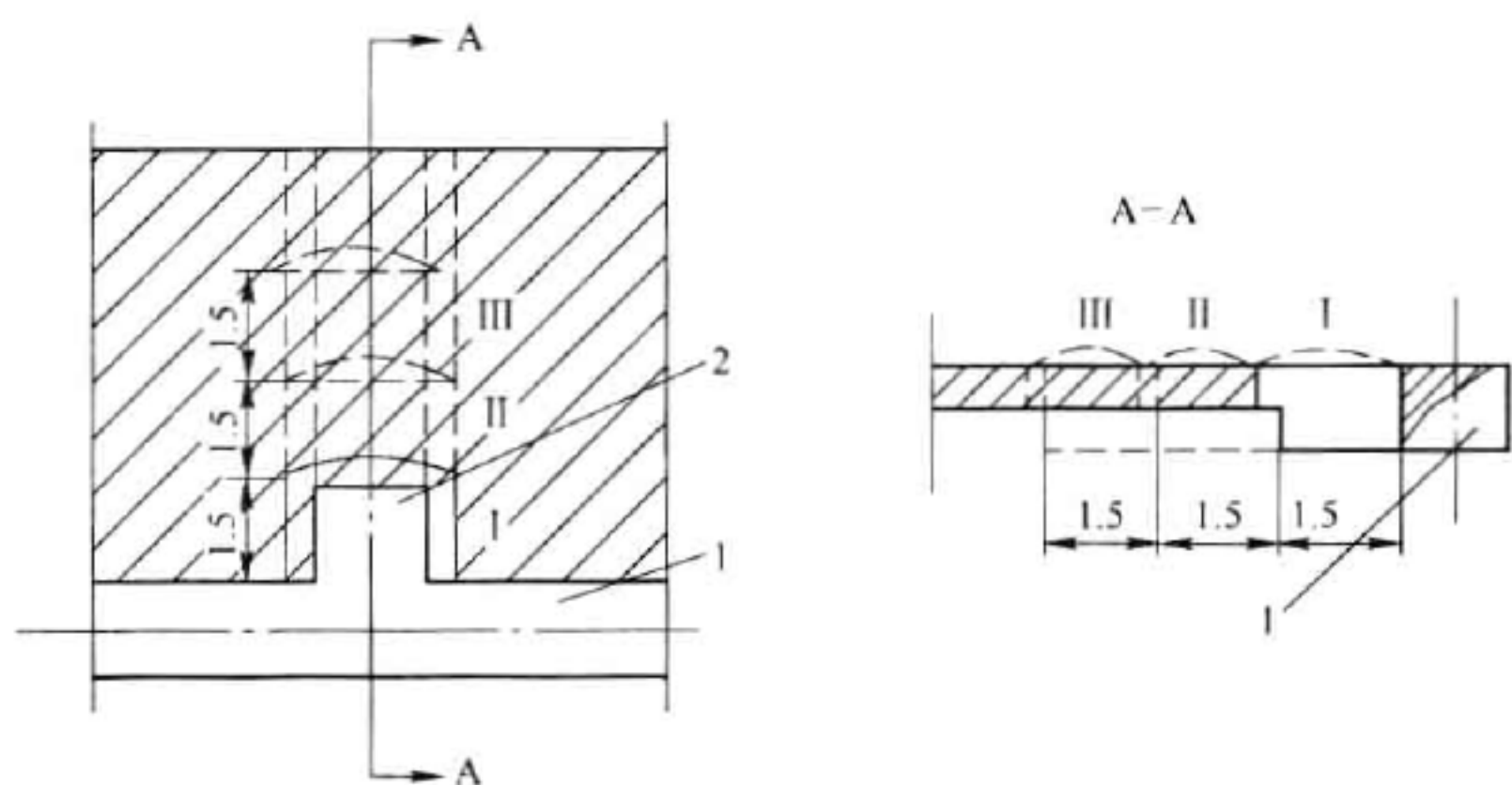


图 9-3 开掘堑沟示意图

1—脉内运输巷道；2—回采堑沟；I，II，III—第一次、第二次、第三次掏采、掘沟

C 后退式回采

顶板稳固性较差时,采用后退式回采方式,此时分条宽度减小为 6 m。回采时,先掏采分条中央的矿石,采幅宽 2.0 ~ 2.5 m,推进 2.5 ~ 3.0 m,随即卧底开挖宽 1.8 ~ 2.0 m 的堑沟,堑沟两侧的矿石暂不回采。如此掏采上部矿石、开挖下部堑沟,逐段推进,直至与上水平回风联络巷道贯通。然后由上至下后退回采堑沟两侧矿石。回采炮眼与堑沟中心线夹角 $37^{\circ} \sim 42^{\circ}$,采用抛掷爆破,每次推进 1.5 ~ 2.0 m。爆破下的矿石用人工装车运出。

D 顶板管理及粉矿回收

在回采过程中,遇有局部顶板不稳定时,用木柱支护。掘沟的岩石,回采中采出的夹石,都堆砌在爆破范围之外的采空区中,以支护顶板。抛掷爆破时产生的粉矿,要仔细清扫并装袋运出。

9.2.7.4 技术经济指标

采矿方法主要技术经济指标如表 9-7 所示。

表 9-7 采矿方法主要技术经济指标

指标名称	数 值	指标名称	数 值
矿块生产能力/ $t \cdot d^{-1}$	30 ~ 50	矿石贫化率/%	11.76
采矿损失率/%	13.2		

9.2.7.5 评价

与该矿原用的采矿法相比,蒲峪金矿采用全面采矿法有以下优点:

(1) 采矿损失率由原来的 20.15% 下降到 13.2%,矿石贫化率由原来的 27.64% 下降到 11.76%,贫损指标都有了明显的下降。

(2) 采准工程量减少。

(3) 各分条可同时回采,矿块生产能力提高,由原来的 25 ~ 30 t/d 提高到 30 ~ 50 t/d。

本采矿法的主要缺点为:

(1) 机械化程度低,掘沟运岩及矿石搬运皆为人工作业,体力劳动繁重。

(2) 堑沟与上水平回风联络道贯通之前,为独头作业,通风条件较差。

本采矿法适用条件为:缓倾斜、薄与极薄矿体,顶板中等稳固以上,矿体与围岩界线明

显。当矿体厚度超过采幅高度时,可以全断面推进。

9.2.8 张家口金矿全面采矿法实例

张家口金矿根据本矿开采技术条件,经过多年的探索,成功地应用和试验了多种方案的进路式回采全面采矿法。

9.2.8.1 开采技术条件

张家口金矿床为热液裂隙充填含金石英脉型和蚀变岩型矿床,成矿于破碎带和挤压带内。矿区受多期构造运动作用,断层、节理十分发育,沿矿体走向平均 5~7 m 就有一条断层,大断层之间常有小断层及密集的节理、裂隙,将矿体和近矿围岩分割成碎块。

矿体形态复杂,厚度与倾角变化较大。矿体倾角一般小于 10°,平均 4°;矿体厚度平均为 1.56 m。矿体顶底板围岩主要为角闪斜长片麻岩, $f=4\sim6$,各矿段顶板从极不稳定到较稳定,差别很大。矿体底板起伏不平。矿石坚硬, $f=13$,节理十分发育。矿石含金品位 3.5~3.7 g/t,伴生有银和铅,银平均品位 7~8 g/t,铅平均含量 0.2%~1.13%。品位分布不均匀。

9.2.8.2 平行进路式全面采矿法

矿块沿走向长 40 m,沿倾斜长 40 m。底柱斜长 3~4 m,不留顶柱。在矿块两侧掘进采准上山,作为人行、通风、运送材料之用,并作为耙矿巷道。平行进路式全面采矿法结构如图 9-4 所示。回采时由矿块一侧的采准上山自上而下每隔 4~5 m,掘进一条进路,直到矿块另一侧的上山。进路断面 1.8 m×1.7 m,沿矿体底板掘进,当矿厚小于 1.7 m 时,进路高 1.7 m,矿厚大于 1.7 m 时,等于矿厚,但不大于 2.5~3.0 m,进路作业面炮孔布置类同于平巷掘进,采用垂直桶形掏槽,进路掘进至另一侧上山之后,按矿体厚度后退式回采进路间的矿柱。回采炮孔交错排列,排间距和孔间距均为 1.0 m,孔深 1.5 m。在回采过程中,把品位低或夹石地段留作矿柱。回采下的矿石,用电耙经进路和耙矿上山运出。

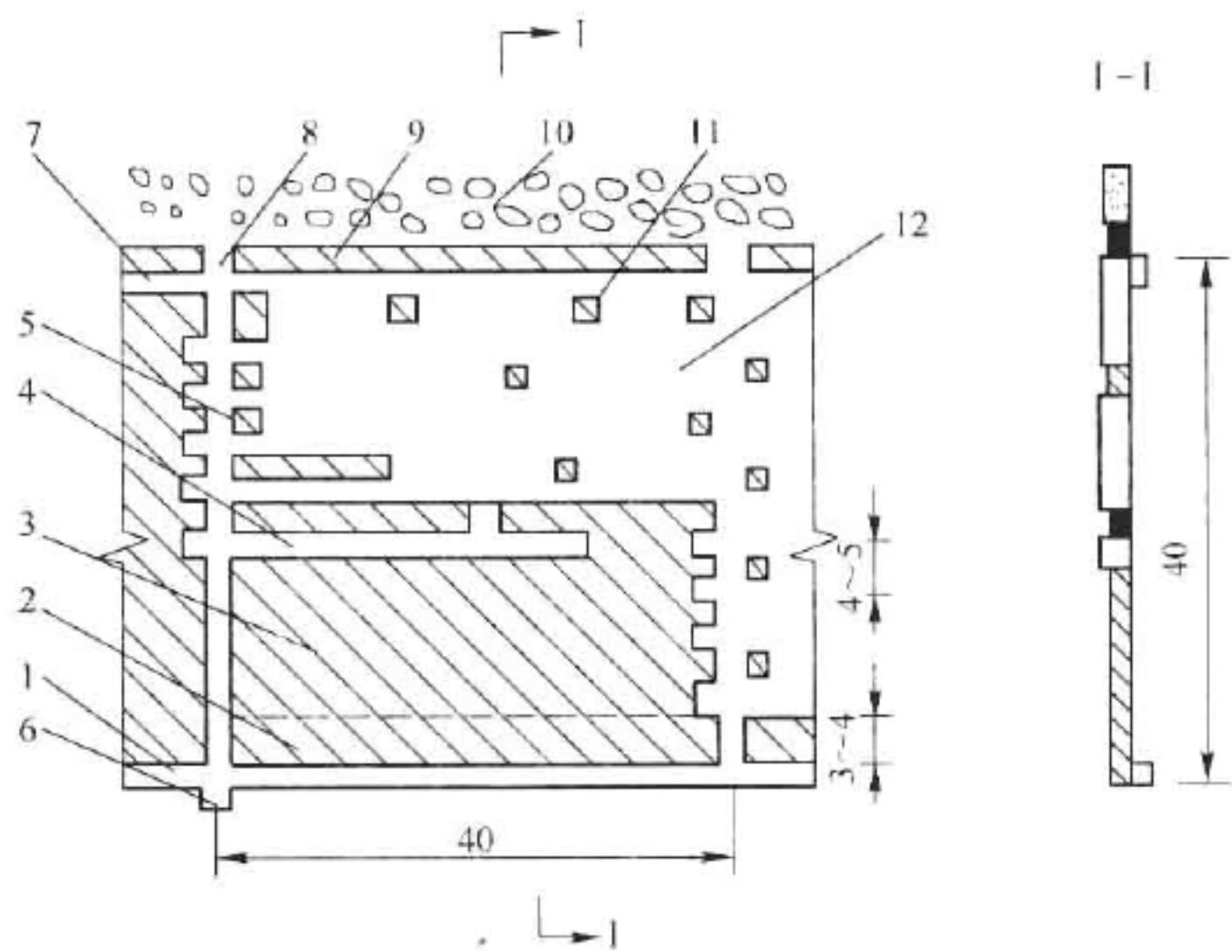


图 9-4 张家口金矿平行进路全面采矿法示意图

1—阶段运输巷道; 2—底柱; 3—矿体; 4—进路; 5—间柱; 6—耙矿绞车硐室; 7—上阶段运输巷道; 8—上山;
9—上阶段矿块底柱; 10—上阶段采空区; 11—不规则矿柱; 12—本矿块采空区

采准上山一般用木棚支护(间隔的或密集的),根据顶板稳定性,进路全面或局部用木棚支护。在回采进路间矿柱时,根据顶板情况,用木支柱或木垛进行支护。随着后退式回采的推进,在采场沿倾斜上部用木支柱封闭空区,让顶板围岩自然冒落充填采空区。

该采矿方法应用的主要技术经济指标见表9-8。

表 9-8 采矿方法主要技术经济指标

指标名称	数 值	指标名称	数 值
矿块生产能力/ $t \cdot d^{-1}$	55.91	炸药消耗/ $kg \cdot t^{-1}$	0.49
采矿损失率/%	7.41	坑木消耗/ $m^3 \cdot t^{-1}$	0.002
矿石贫化率/%	8.5	采矿工效/ $t \cdot 工班^{-1}$	3.98

注:表中各项指标均为1990年实际数据。

9.2.8.3 井田进路全面采矿法

与上述平行进路全面采矿法相比,井田进路全面采矿法的特点是,一般在矿块中央掘进一条耙矿上山,作为矿石的主要运搬巷道。由该耙矿上山,自上而下每隔4~6 m,向两侧掘进平行走向的进路,至矿块边界。回采工作从进路的端部,向上、向下掘进小穿至相邻进路,向矿块中央的耙矿上山巷道后退回采。小穿之间一般留有矿柱,根据顶板稳定情况,可以部分地回收矿柱。从小穿采下的矿石,先用人工倒运至进路,再用13 kW电耙耙运至耙矿上山,在耙矿上山内,用30 kW电耙运出装车。这样,通过掘进进路、小穿和回收小穿之间的矿柱,对矿房进行回采。由于其进路布置在平面上形成“井”字或“田”字,故得此名。

在回采过程中,视顶板稳定性,对进路和小穿进行支护,一般用木棚支护。

9.2.8.4 鱼刺进路全面采矿法

与上述井田进路全面采矿法的不同在于,鱼刺进路全面采矿法将进路之间的小穿由垂直布置改为斜布置,即原来小穿与上下相邻的两条进路之间的夹角为 $90^{\circ}+90^{\circ}$,改变为 $45^{\circ}+135^{\circ}$;这样小穿与进路之间形成鱼刺状的平面布置,如图9-5所示。此种布置的优点是,将原来的直角运搬系统改为斜向运搬,减少耙运次数,无需人工倒运,减轻工人劳动强度,提高劳动生产率。

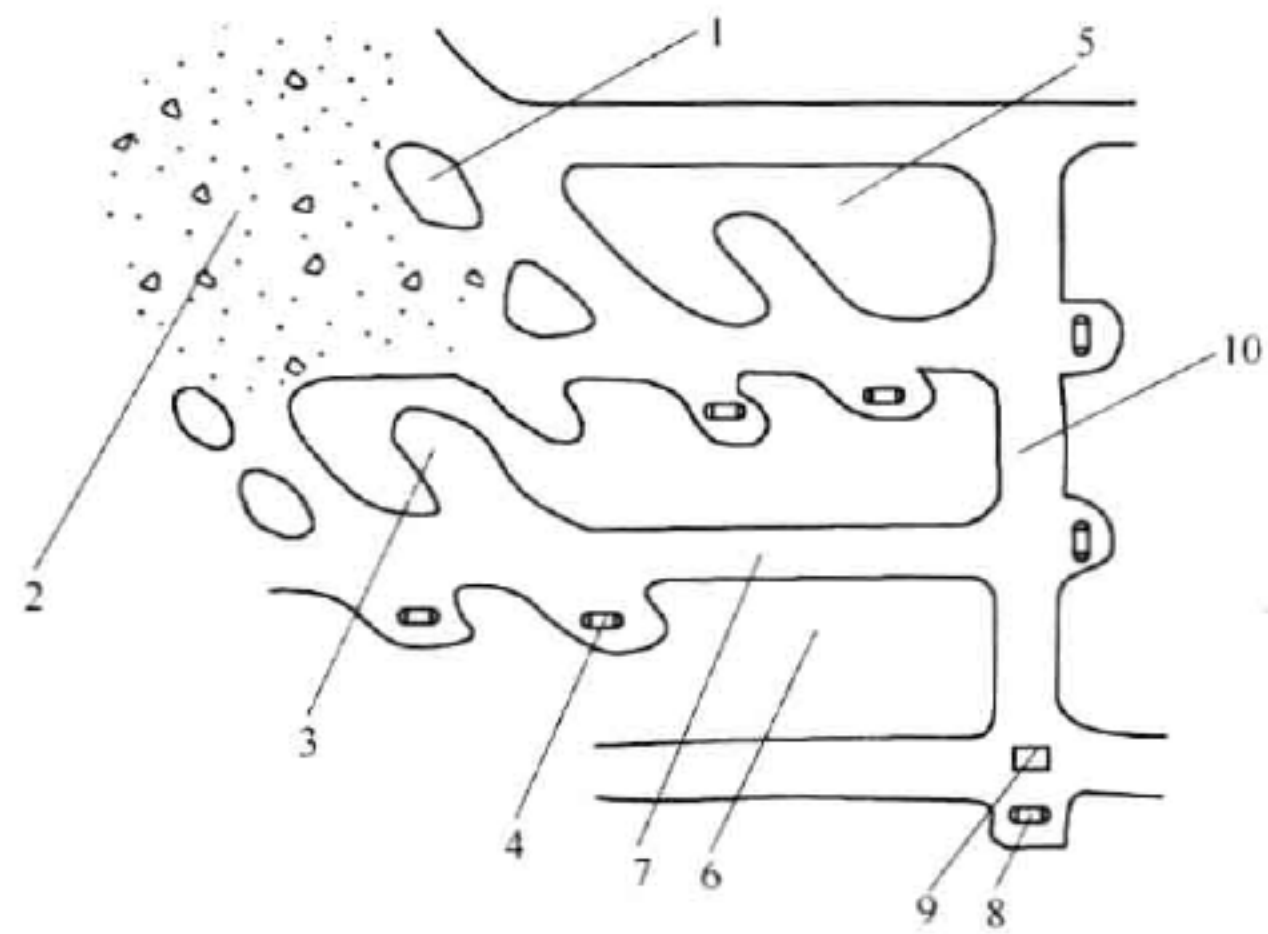


图 9-5 鱼刺进路全面采矿法示意图

1—不规则矿柱; 2—采空区; 3—斜进路(小穿); 4—电耙绞车; 5—矿体; 6—底柱;
7—横进路; 8—装车电耙绞车; 9—漏斗; 10—主耙道(耙矿上山)

9.2.8.5 评价

张家口金矿在开采顶板不稳定的缓倾斜薄矿体时,先采用壁式崩落法,效果不好,后经多年的生产和试验,使用了各种形式的进路回采全面采矿法,取得较好的效果。

进路式全面采矿法的实质是用进路回采矿石,使工人在较小的暴露面下作业,较为安全,即使遇到破碎带,也可以采用木棚子等支护方法进行回采。在回采过程中,还可以根据各矿段的贫富、含夹石情况,留下夹石层、贫矿段作为矿柱支承顶板。对于需要回收的矿柱,则视顶板稳固情况,进行全部或局部回收。回采结束后,封闭采空区,让其自行塌落。

根据进路的布置方式,该矿使用了平行进路式、井田进路式和鱼刺进路式等多种方案。这些方案的演变,主要是解决采场内矿石运搬问题,简化运搬系统,减少倒运次数,便于电耙耙运,减轻工人体力劳动,提高运搬效率和劳动生产率。

张家口金矿多年来的生产实践表明,进路从不稳定到较稳定。对于矿化不均匀、含有夹石层、矿体赋存要素不稳等不利开采条件,本采矿法有较强的适应性。

进路回采的全面采矿法主要缺点是,采场运搬矿石要多次耙运,出矿效率低,运搬及支护工人体力劳动繁重,劳动生产率较低。

9.2.9 锚杆-带状矿柱护顶壁式全面采矿法试验研究

辽宁五龙金矿四道沟分矿是一个独立生产矿区,与其矿本部相距 10 余公里,生产能力达到 250 t/d,1966 年建成投产,开采缓倾斜金矿床。多年来一直采用浅孔留矿采矿法开采,在矿岩稳固性差,矿体周围空区多时,有时也采用小分段落矿空场采矿法。近年来,四道沟分矿的矿产资源多为倾斜与缓倾斜中厚以下矿体。在采用原采矿方法开采时,一般均需要下盘设多层电耙巷道,因此,采准工程量大,采准比高;随着矿山生产的持续进行,空区面积越来越大,开采深度也越来越深,再加上上盘围岩节理发育,尽管严格将采场的顶板暴露面积控制在 150~200 m² 以内,其矿石贫化率依然高达 50% 以上。虽然在矿体下盘布置了若干漏斗,但是,由于矿体倾角缓,而且,厚度多在中厚以下,其采矿损失率也比较大,达 30% 以上。此外,因矿体的采矿技术条件所限,回采时采场准备工作量大,矿块生产能力低。为解决以上问题,矿山曾经试验进路后退式片帮回采全面采矿法,因采场顶板发生大面积冒落而终止。但是,由于其部分矿体顶板矿岩破碎,采用这种方法不是造成很大损失,就是造成生产不安全。为此,于 20 世纪 90 年代中期与长春黄金研究院联合进行采矿方法研究,进行了锚杆-带状矿柱护顶壁式全面采矿法的试验研究并取得成功。

9.2.9.1 开采技术条件

四道沟分矿的金矿床属于高中温变质热液型金矿床。矿体以含金黄铁矿为特征成群出现。按走向可以把这些矿脉群和矿化带分为两组:即北西组与北东组。北西组走向 290°~310°,倾向南西,倾角上陡下缓,一般为 45°~70°;北东组走向 50°,倾向北东,倾角上缓下陡,一般为 30°~45°。每个矿体群中有二三十条矿体。

试验矿块布置在六中段整个 78E-37 矿体作为一个矿块,编号为 67826 采。矿体以强侵染矿石为主,局部有石英脉型。矿体呈脉状产出,受单斜构造控制。矿体走向北西,倾向北东,倾角 30°左右;走向长度约 30 m,延深约 26 m,平均厚度 3.7 m。地质矿量 3807 t,平均品位 4.3 g/t。矿体稳固性比较好;但在矿体富集处,节理比较发育,稳固性较差;矿体上盘的直接围岩一般为 1~1.5 m 厚的薄层状变质砂岩,部分为煌斑岩。薄层状变质砂岩中常常

有石墨化蚀变,稳固性很差;而煌斑岩的稳固性很好。直接上盘以上的老顶为厚层状变质砂岩,其普氏硬度系数为6左右。一般稳固性较好,而且一般离矿体越远稳固性越好。

9.2.9.2 采矿方法结构与采准切割

A 采场结构

将六中段整个78E-37矿体作为一个矿块,编号为67826采。采用沿走向推进的壁式全面采矿法。其实质是将矿块分为上、下两个采场,采场之间由一带状矿柱隔开。采场内回采工作面沿伪倾斜布置,沿走向由远离电耙绞车的一侧向靠近电耙绞车的方向推进。上下两个采场同时作业,上采场超前下采场一定距离(3 m以上)。带状矿柱在上下采场均回采结束后,根据矿岩稳固情况而回收一部分。矿块走向长度30 m,倾斜延伸26 m,作为一个矿块开采。矿块中间留一带状矿柱,经过矿柱支护参数详细计算而确定矿柱宽度2.5 m(见图9-6)。

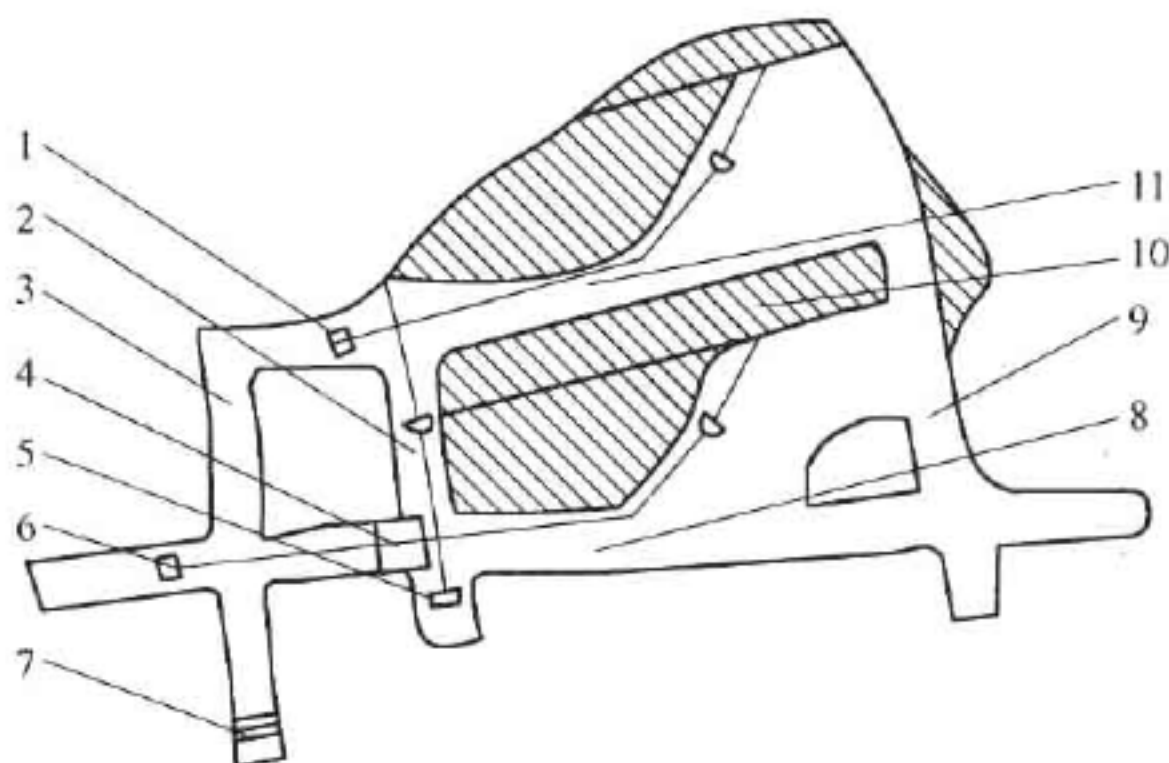


图9-6 锚杆-带状矿柱护顶壁式全面采矿方法简图

1—上采场电耙硐室;2—倒运耙道;3—联络上山;4—溜井;5—倒运电耙硐室;6—下采场电耙硐室;
7—通风人行井;8—下采场电耙道;9—切割上山;10—带状矿柱;11—上采场电耙道

B 采准切割

在六中段掘67826采出矿道。在出矿道内垂直向上掘溜矿井和通风人行井。由溜矿井和通风人行井分别掘进下采场电耙道与电耙硐室,以及联络上山。由下采场电耙道掘进倒运电耙道及其电耙硐室和切割上山。由倒运电耙道掘进上采场电耙道与其电耙硐室。切割上山沿矿体底板掘进,宽度2.5 m,高度等于矿体厚度;天井和溜井规格为1.5 m×2.5 m;其他巷道规格为2 m×2 m。两条电耙道的底板低于矿体底板0.3~0.5 m。采切比65.4 m/kt。

9.2.9.3 回采工作

A 凿岩

为了防止工作面滚石对作业人员的危害,同时为了便于电耙出矿,回采工作面沿伪倾斜布置。工作面与电耙道的夹角为40°~60°。工作面沿走向由远离电耙绞车的一侧向靠近电耙绞车的一侧推进。矿体垂直厚度小于2.5~3.0 m时,将矿体全厚一次回采;矿体垂直厚度3.0 m以上时,为了便于顶板维护,矿体分两层回采。上分层工作面超前下分层工作面2.5~3.0 m以上。上分层工作面高2.0 m左右。使用YT-24型凿岩机回采落矿,落矿炮眼垂直于回采工作面,按梅花形布置,靠上盘围岩的炮眼,距离矿岩接触线0.2 m以上。眼深2.0 m左右。

B 爆破

使用本矿生产的铵松蜡炸药,半秒差非电导爆管与火雷管爆破。要求在爆破时,同排炮眼中,靠上盘的炮眼落后于下部的炮眼起爆,以尽量减轻爆破对上盘围岩的影响。靠近矿柱时,爆破采取的措施与靠上盘时相同。

C 出矿

67826 采场内一共布置了 3 台电耙。电耙绞车的功率为 30 kW,配 0.25 m^3 的耙斗。电耙分别布置于上采场电耙道、下采场电耙道与倒运电耙道。上采场出矿时,其矿石倒运至倒运电耙道,然后通过倒运电耙道将矿石接力耙入溜矿井提运至地表;下采场出矿时,使用下采场电耙将矿石从回采工作面经下采场电耙道直接耙入溜矿井。

9.2.9.4 采场顶板维护

A 采场顶板维护方案

采场顶板主要采用矿柱与锚杆联合支护。采场顶板围岩破碎时,采用金属网作辅助维护支护手段。即在矿块延深方向的中部,沿矿体走向设一条带状矿柱;随着回采工作面的推进,紧跟工作面按设计的网度安设水泥卷快速锚固的锚杆。遇上盘围岩特别破碎,稳定性差的地段加设金属网。

B 矿柱参数

矿柱大致位于矿块延深方向的中部。为了保持矿柱的整体性,使之具有比较好的承载能力。矿柱设计成为条带状。根据矿柱稳定性应该满足的条件确定:矿柱的水平厚度为 2.5 m。

C 锚杆支护参数

采用一定长度的锚杆,按一定的网度对顶板围岩进行加固后即使顶板围岩形成一定厚度的挤压加固带。此时,又将此挤压带视为一个两端嵌固梁。据此而确定的锚杆长度为 2.0 m。锚杆支护网度 $1 \text{ m} \times 1 \text{ m}$,特别破碎地段取 $0.8 \text{ m} \times 0.8 \text{ m}$,并且,辅以金属网。锚杆支护按梅花形交错布置。

D 施工工艺

考虑各种锚杆的优缺点,本次试验选用水泥卷快速锚固的锚杆类型。杆体选用 $\phi 16 \text{ mm}$ 螺纹钢,长度 2.0 m,锚固长度 0.4 ~ 0.6 m,其拉拔锚固力平均达 107.3 kN。这种锚杆加工简单,安装方便,它通过水泥浆将螺纹钢杆体与眼内凹凸不平的围岩紧密地胶结在一起,其锚固力取决于岩石、水泥、螺纹钢抗剪力,或螺纹钢的破断力。施工要求为:

- (1) 检查顶板,处理好浮石,特别破碎地段要加木支护;
- (2) 采用后退施工法,即施工人员要站在已安好锚杆的区域内;
- (3) 锚杆尽量垂直岩层层面,与节理垂直;
- (4) 眼深要适中,眼深要大于锚杆在眼内长度 50 mm,并用风吹净;
- (5) 水泥卷一定要浸透,但又不能浸太久,取出至初凝时用炮棍送入眼内,每眼装填 2 ~ 3 卷;
- (6) 按规程安装,并紧贴岩石面。

试验时锚杆安装效率 7 根/(台·班)。矿岩特别破碎时,使用金属网(网度为 $30 \text{ mm} \times 50 \text{ mm}$,每张 $1 \text{ m} \times 2 \text{ m}$)作辅助支护。

9.2.9.5 技术经济指标

四道沟分矿过去一般采用浅孔留矿采矿法,为了探求适用于该分矿顶板破碎的倾斜或缓倾斜中厚以下矿体开采的合理采矿方法和上盘维护技术,自1994年8月起在五龙金矿四道沟分矿的67826采进行了锚杆-带状矿柱联合护顶壁式全面采矿法试验,并于同年11月工作结束,安全采出矿石2971 t,安装锚杆390根,金属网10张,矿块综合生产能力达64.59 t/d,采矿损失率5.78%,矿石贫化率2.96%。试验证明,使用该护顶技术使采场允许暴露面积很大突破,达300 m²以上,且矿块生产能力大,回采率高,贫化率小,经济效益佳,安全条件好。仅1995年使用该成果采出矿量达3.8万吨,占四道沟分矿总矿石量的65%。

9.2.9.6 评价

(1) 通过锚杆-带状矿柱联合护顶壁式全面采矿法试验研究,解决了以四道沟分矿顶板破碎的倾斜或缓倾斜中厚以下矿体回采的技术难题。

(2) 使用该护顶技术使采场允许暴露面积有很大突破,由过去严格将采场的顶板暴露面积控制在150~200 m²以内,增加至300 m²以上。

(3) 试验研究了适合四道沟分矿开采技术条件的新的围岩支护技术与方法,并得到应用。该采矿方法成败关键是对上盘有效维护。采用矿柱与锚杆联合支护形式,采用一定长度锚杆按一定网度对顶板加固后,阻止岩块持续移动,让其保持相互嵌镶、咬合,保持弱面间的挤压结合,从而在顶板形成一定厚度的挤压加固带。

9.2.10 缓倾斜薄至中厚矿体高效开采技术试验研究

辽宁金凤黄金矿业有限责任公司(下简称金凤公司)是由中国黄金集团公司与凤城市黄金(集团)有限公司以原杨树金银矿为基础进行股份制改造而成立于2001年。原生产规模为200 t/d,为充分发挥资源优势,2003年改扩建为500 t/d,开采方式为地下开采,采用竖井开拓,井下两翼对角抽出式通风系统,主要采用全面采矿法开采。

金凤公司自投产以来,主要采用逆倾斜工作面推进的普通全面采矿法开采,部分地段采用留矿采矿法开采,由于原方法开采工艺及采场结构参数不合理,加上原镇办企业的无序开采,在本矿体开采技术条件下存在如下几个问题:

- (1) 采矿工艺、采场结构参数和矿块回采顺序不合理;
- (2) 爆破自由面条件差,爆破效率低;
- (3) 爆堆分散,出矿效率低;
- (4) 在整个采场回采期间,工人都需在空区内进出,作业安全条件差;
- (5) 因矿体较缓,上盘围岩破碎,采用留矿采矿法,采切比较大,采矿损失、贫化大;
- (6) 采场综合生产能力低,远不能满足扩建后500 t/d生产规模的需要。

针对矿山的现状和存在的主要问题,2002—2004年与长春黄金研究院合作,通过高效开采技术试验研究,探求一种采场生产能力大、回采效率高、安全性好、损失贫化指标低的采矿工艺。

试验课题组在现场调查的基础上,进行了采矿方法方案优化设计和凿岩爆破试验方案设计,随后进行爆破参数和采场维护技术试验。在此基础上,确定在270 m中段的336采场、324采场进行了采矿方法试验;在取得初步试验成果后又进一步在240 m中段407~408采场进行了采矿方法试验,240 m中段为矿山扩建后主要生产中段,坑探网度由原来25 m ×

80 m 改为 50 m × 80 m,因此,对本中段进行高效开采技术试验研究推广,满足矿山扩建后 500 t/d 有其重要意义,通过近两年的采矿方法工艺试验,均取得了较好的技术经济指标:试验采场综合生产能力 65 ~ 70 t/d,凿岩台效为 80 t/台班,达到了设计指标,为高效开采技术试验研究全面推广奠定了良好的基础。

9.2.10.1 开采技术条件

杨树金银矿床属于中低温热液充填型金矿床,矿体以含金黄铁矿为主要特征。本矿床共探获 6 条金矿体,其中 1 号矿体为主矿体,其储量占矿床储量的 98%。

1 号矿床主要为硅化破碎蚀变岩,矿体呈似层状产出,与层理呈小角度斜交,受地层褶曲控制,矿体在平面上呈“∩”形产出。西段走向 70° ~ 80°,倾向 NNW,倾角 15° ~ 30°;中部走向 320°,倾向 NW,倾角 20° ~ 30°;东部走向 45°,倾向 NW,倾角 20° ~ 30°。矿体走向长 600 m,控制斜深 350 m,矿体平均厚度 4 ~ 6 m,矿体平均品位 5.81 g/t。矿体顶底板围岩主要为大理岩、矽线石云母变粒岩和黑云母变粒岩。矿体顶板矿岩界线比较清楚;底板矿岩界线大多不清。顶板围岩为大理岩时,岩石稳固性较好;顶板围岩为片岩时,片理层间多为石墨,胶结性差,顶板暴露面积大时易发生冒顶。矿岩主要物理力学参数:矿岩普氏硬度系数 $f=8 \sim 12$,矿岩松散系数 1.5,矿石密度 2.64 t/m^3 。水文地质条件属简单 - 中等类型。

9.2.10.2 采场结构参数优化

A 参数优化计算

为了确保试验顺利进行,在试验过程中,运用了现代岩石力学理论及有限单元法,对试验采场结构参数进行了优化设计,以维护采场的稳定性,尽量减小采矿损失贫化,为试验获得成功提供了可靠的依据。

本次计算岩体力学参数见表 9-9。

表 9-9 数值模拟计算矿岩力学参数表

名 称	弹性模量/GPa	泊松比	重度/ $\text{kN} \cdot \text{m}^{-3}$	内聚力/MPa	内摩擦角/(°)	抗拉强度/MPa
围 岩	15	0.23	26.4	16.90	40	6.5
矿 体	20	0.20	26.4	20.70	45	7.0

考虑矿山最大主应力为水平应力,垂直矿体走向。其最大水平应力为:

$$\sigma_{\max} = (3.0 \pm 2.5) + 0.049h \tag{9-1}$$

式中 σ_{\max} ——最大水平应力,MPa;

h ——距地表垂深,m。

B 试验研究方案

顺倾斜“V”形工作面推进的壁式全面采矿法如图 9-7 所示,以矿柱为界,沿走向划分矿块,在矿块中央布置一条上山,该上山兼做出矿、通风、行人和爆破自由面之用。在矿块沿倾向方向的中部设一副中段,将矿块划分为上下两个采场。上下两个采场有各自独立的出矿系统。矿块内,上采场采完后再采下采场。各采场内,以中部的上山为界将采场划分为两个回采工作面,左右回采工作面沿伪倾斜由上而下交替推进。

根据矿体赋存条件、设计选择的采矿方法及相关岩石力学参数,对两种采场开采顺序,即 V 形推进和侧翼推进的开采顺序分别进行了优化,在此基础上,对采场结构参数如采场跨度、矿柱尺寸及矿柱布置形式等进行了优化分析。确定出安全合理的开采顺序和采场结

构参数等,从而使设计的采矿方法在开采过程中周帮矿岩具有安全稳固的地压分布,矿石回收率高,作业安全、可靠。

C 计算结果

通过采场地压的数值模拟分析与计算,得到如下结论:

(1) “V”形推进与侧翼推进两种回采方式中,“V”形推进的开采方式要优于侧翼推进的开采方式。

(2) 采用“V”形推进方式,且矿房跨度为 16.6 m 时,保证作业安全的前提下以矿柱尺寸 3 m×3 m、矿柱间距 8.5 m,两侧各布置 6~8 个的布置形式要明显优于矿柱尺寸 3.7 m×3.7 m、矿柱间距 12.3 m,两侧各布置 4~5 个矿柱的布置形式。由此证明,在本采矿方法中适当减少矿柱尺寸,采用加密矿柱的布置形式有利于减少采矿损失,改善采场顶板受力状况,提高矿石回采的安全性。

9.2.10.3 凿岩爆破参数优化

A 水平落矿炮眼爆破参数试验

为使爆堆集中并减少飞落采空区的矿石量,水平落矿炮眼垂直于回采工作面,按梅花形交错布置。通过爆破参数试验水平落矿炮眼爆破的排距为 0.8~0.9 m,炮孔间距为 1.0~1.2 m,炮孔密集系数为 1.2,炮孔线装药密度 0.7~0.8 kg/m。

B 上向落矿炮眼爆破参数试验

上向落矿炮眼爆破通过参数试验,上向落矿炮眼爆破的排距为 0.7~0.8 m,炮孔间距为 1.4~1.6 m,矿石硬度较大时取小值,反之取大值;炮孔密集系数为 2.0,炮孔线装药密度 0.7~0.88 kg/m。

9.2.10.4 采矿方法结构与采准切割

A 采矿方法试验方案

顺倾斜“V”形工作面推进的壁式全面采矿法试验方案如图 9-7 所示。

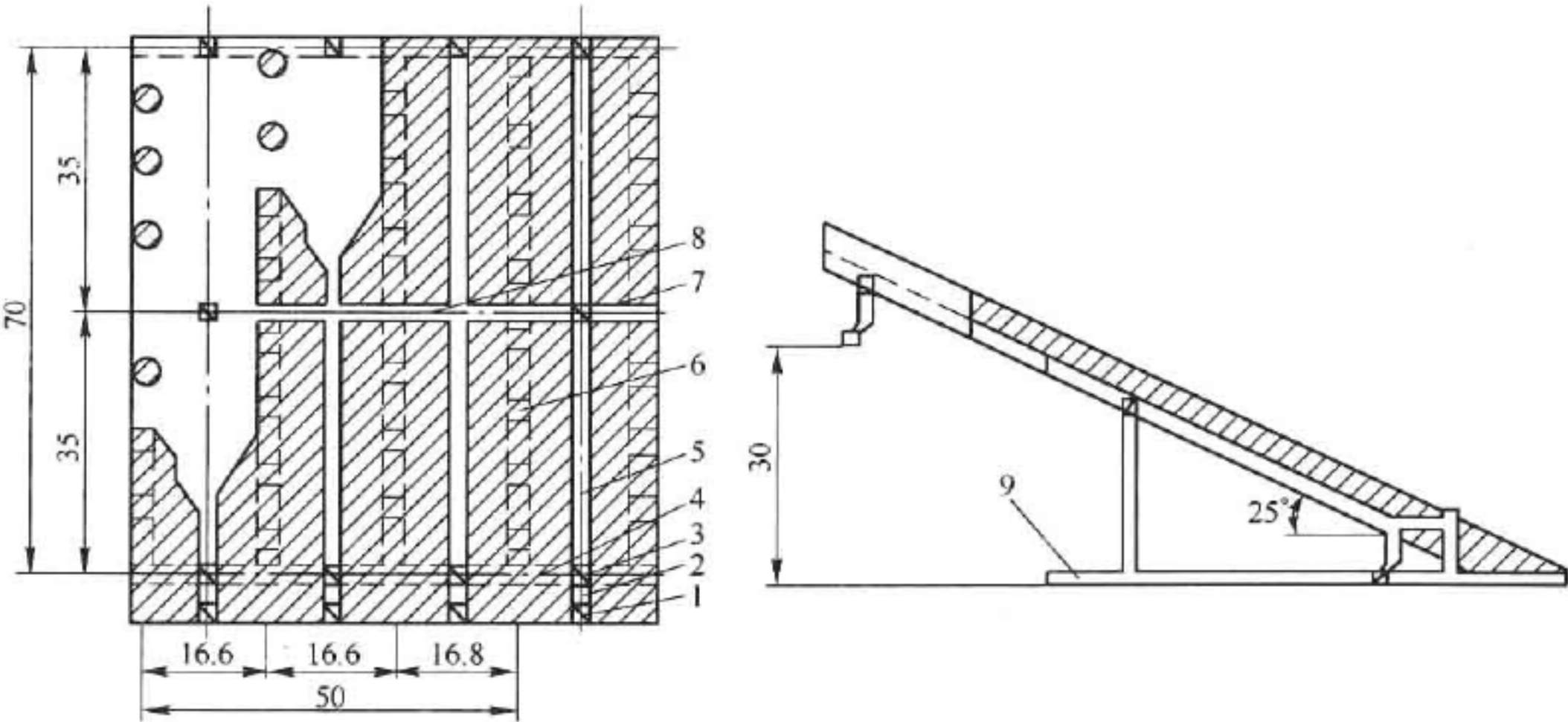


图 9-7 顺倾斜“V”形工作面推进全面采矿法

1—人行通风井; 2—电耙硐室; 3—下采场溜矿井; 4—脉外运输巷道;
5—切割上山; 6—间柱; 7—上采场溜矿井; 8—副中段; 9—出矿穿

B 矿块构成要素

根据采场工程地质情况,通过采场结构参数优化研究,矿块沿走向长 17 m,中段高度 30 m。为便于电耙出矿,在矿块延深方向的中部设一副中段,将矿块划分为上下两个采场,每个采场斜长 35 ~ 40 m 左右。底柱高度 3.5 m,矿柱尺寸为 3 m × 3 m,矿柱间距 8.5 m。

C 采准切割

采准工程包括中段运输平巷、溜矿井、切割上山、副中段平巷、出矿穿、电耙绞车硐室及人行通风井;切割工作包括掘进切割平巷、切割井和形成切割槽。

首先,在上采场上山上端向两侧沿脉掘进切割平巷,切割平巷沿矿体底板掘进,规格为 2.2 m × 2.0 m,切割平巷掘进到两侧采场边界为止;然后,在切割平巷与上山交界处向上掘进切割天井,切割天井掘至矿体边界为止;最后,以切割天井为自由面,将切割平巷上挑至矿体边界,形成切割槽。若上中段矿体为采用本采矿方法回采时,可将上山一直掘进到上中段采场底柱以上,将上中段底柱和本中段上采场一起回收。不需专门进行切割工作。

总采切工程量 270 m,采切比 11 m/kt(不包括中段运输平巷)。

9.2.10.5 回采工作

回采工作面位于上山两侧,顺倾斜方向由上而下推进,两工作面沿伪倾斜、呈“V”形布置。为便于出矿,回采工作面与上山的夹角为 30° ~ 40°。

矿体厚度小于 3 m 时,将矿体全厚一次回采;矿体厚度 3 m 以上时,为了便于顶板维护,矿体分两层回采。矿石稳固顶板不稳固时(即矿体为硅质岩,上盘围岩为盖县组片岩和大石桥组黑云母片岩)先采下分层,后采上分层(即上行回采);矿石不稳固顶板稳固时(即矿体为片岩和石墨化片岩,上盘围岩为大理岩),先采上分层,后采下分层(即下行回采),随着回采工作面的推进,紧跟工作面按设计的网度安装锚杆。为了为回采提供良好的爆破自由面,须超前于回采工作面将上山顶板上挑至矿岩边界。

A 凿岩爆破

(1) 上行回采(407 ~ 408 采场)。上行回采的优点是回采下部分层时不需要护顶,顶板暴露的时间短。首先全面拉底,采用 7655 型凿岩机钻凿水平炮眼落矿,工作面高 2 ~ 2.5 m 左右,然后挑顶回采上部矿体,采用 YSP-45 型凿岩机钻凿上向炮眼落矿,矿体较厚(大于 6 m)上部矿体需逐层回采,采下的矿石用电耙耙出 30% 左右,其余的留在采场内作为上分层回采的工作台,留在采场内的矿石最后用电耙耙出;回采上部矿体因为凿岩不受回采工作面的限制,预先打好一分层的向上炮孔,然后分几次爆破,凿岩工的劳动生产率显著提高;在回采过程中逐渐形成矿柱。

(2) 下行回采(324 采场、336 采场)。下行回采的优点是矿石不稳固、顶板稳固时,先切顶,暴露的顶板用锚杆或锚网支护后再按下行顺序进行分层回采,回采作业安全。为了给回采提供良好的爆破自由面,须超前于回采工作面将上山顶板上挑至矿岩边界。上分层工作面超前下分层 3 m 以上,上分层工作面高 2 m 左右。回采凿岩采用 7655 型凿岩机钻凿水平炮眼落矿。为使爆堆集中并减少飞落采空区的矿石量,落矿炮眼垂直于回采工作面,按梅花形交错布置。靠上盘围岩的炮眼距矿岩界线 150 ~ 200 mm 左右。落矿炮眼深 2 m 左右,通过爆破参数试验确定上分层回采爆破参数为:排距 0.7 ~ 0.8 m,眼距 0.9 ~ 1.0 m。同排炮眼中靠上盘的一个炮眼滞后于下部的其他炮眼起爆,以尽量减轻爆破对上盘围岩的影响。靠上盘的矿体回采时,要注意使靠顶板的炮眼布置在同一平面上,以使顶板保持平整。

B 采场通风

采场通风利用矿井通风系统的系统压差来完成。新鲜风流由下中段运输平巷经人行通风井、上山进入工作面;污风经空区由上中段平巷排除。

C 采场出矿

回采期间,爆破崩落的矿石用 30 kW 电耙由采场直接耙出。靠近工作面的矿石要求清除到底板,以便为凿岩工作创造必要的工作条件。

上采场出矿时,需用两台电耙倒运出矿,其中 1 台电耙位于上山内;另 1 台电耙位于副中段内。位于上山内的电耙负责将爆落的矿石由回采工作面耙运到副中段;位于副中段内的电耙负责 3 个采场的矿石倒运,它将由上采场耙运到副中段的矿石倒运至副中段溜井。

下采场出矿时,用位于下采场的电耙将崩落的矿石由工作面直接耙运至下采场溜井。由于采场溜井储矿量有限,采场出矿与中段出矿要协调工作,避免影响正常的采场作业循环。回采工作结束后,用电耙辅助人工对采场进行彻底的清理出矿。

通过 3 个采场回采试验表明:采场凿岩、爆破能力较大,限制采场采矿效率的主要工序为出矿,经统计试验采场出矿能力为 65 ~ 70 t/d。

D 缓倾斜薄至中厚矿体采场稳定性分析及地压控制措施

a 岩体质量综合评价

岩体质量综合评价可知,顶底板围岩稳定性为一般—差(局部大理岩地段稳定性为好),矿体的稳定性则为一般—好(局部片岩地段稳定性为差)。这一结论与运用模糊数学判定基本一致。

b 地压控制措施

(1) 矿区应力场分析:杨树金矿床位于青城子矿田东端,为青城子矿田的一部分。大地构造位置为华北断块北缘,辽东裂谷中段,大石桥—草河口断拗的南翼与营口—宽甸断隆的衔接地带。早元古宙辽河群结晶变质岩系为一套火山喷发的优地槽相陆间裂谷沉积,经过辽河期—燕山期的变形变质和多期多位岩浆侵入,形成硼铁—铅锌—金银矿床组合。区带构造是以褶皱为主体的东西向线状构造带,局部沿走向有 S 型扭褶,矿田构造较复杂。根据遥感解译,深部构造影像为线、环构造交叠,反映了基底构造的复杂性。由于多期构造的重叠使矿田构造面貌复杂化。一般来讲,矿区在长时间的历史过程中,可能经受多次构造运动,每次构造运动,形成一个构造体系,它们是一套在力学上有生成联系的结构面,在分析构造应力时首先确定构造线方向;所谓构造线方向是指那些与区域性挤压应力正交的结构面与地平面的交线,如褶皱轴面、压性断层、直立岩层和矿脉等。按照地质力学分析和应力测量资料,杨树矿区原岩应力场的规律是:最大主应力为水平应力并与主要矿脉呈正交关系;垂直应力以自重应力为主,可以按容重与岩层深度的乘积加以估算;该矿的最大水平地应力按式 9-1 估算。

(2) 地压控制技术和措施有:

1) 矿块的开采顺序。从地压控制的角度考虑,合理的矿块开采顺序应使回采造成二次应力最小,应力集中最小,有利于回采期间采场的稳定,有利于改善围岩受力状态,有利于后续采场的稳定。从矿山生产的角度考虑,合理的矿块回采顺序应有利于提高安全生产和利于提高生产能力和降低采准费用。

2) 采场结构参数优化。建立数值模拟计算模型,通过应力计算分析采场的稳定性,以

此优化采场结构参数。

3) 采场支护。目前,国内外矿山所使用的锚杆种类较多,主要有楔缝式、涨壳式、管缝式、砂浆锚杆以及水泥卷锚杆。楔缝式、涨壳式和管缝式锚杆主要用于节理比较发育,块度比较大的中硬以上的岩石。涨壳式锚杆是点锚固锚杆;管缝式锚杆是全锚固锚杆;而楔缝式锚杆综合了涨壳式和管缝式锚杆的特点。水泥卷锚杆是一种既可以点锚固,也可以是全锚固的新型锚杆,这种锚杆在支护时通过水泥将螺纹钢杆体与锚杆眼内凹凸不平的围岩紧密地胶结成一体,其锚固力取决于岩石、水泥或螺纹钢的抗剪力,或者是螺纹钢的破断力。因此,其锚固力大,而且在受采动影响,围岩发生振动时,锚固力不会降低。另外,这种锚杆具有加工简单,安装方便,成本低廉等优点,在试验采场选用水泥卷锚杆支护破碎围岩。

试验采场顶板为石墨化片岩或顶板围岩结构发育时,需对采场顶板进行维护,主要采用矿柱-锚杆联合支护,将锚杆(或锚杆加金属网)加固后的全面采矿法采场的受力力学模型,简化为两端嵌固梁,据此设计的支护系统的参数是可靠合理的,试验采场根据顶板破碎情况共安装 300 根锚杆,保证了采场顶板的稳定。同时还进行了锚杆拉拔试验,锚固力 24 h 后达到 78.4 kN 以上,满足采场支护设计要求。从一般情况考虑锚杆长度设计为 2.0 m,支护网度为(0.8~1.0) m×(0.8~1.0) m,锚杆(或锚杆-金属网)支护,必须紧跟回采工作面及时进行。

4) 地压监测和预报措施。为了准确地掌握回采期间采场顶板的稳定状态,采用了水准点观测其沉降情况,以便及时作出预报。在试验采场上盘巷道和顶板布置 6 个观测点,测量观测点与基准点的相对高差。测量仪器是江西光学仪器总厂生产的井下 DS-3 型水准仪,可满足Ⅲ级水准测量要求。水准尺用普通钢卷尺改装而成,每周观测一次,看测点与标准点相对高差的变化情况,从而判定顶板的下沉位移量。测试仪器安放在两测点中央位置,两次观测的相对误差小于 0.5 mm 为准,否则继续进行观测,直到满足要求为止。采场回采的前期和回采期间,每周测一次,其观测结果:采矿过程中,随采矿的进展,上盘岩体发生了不同程度的位移和变形,位移不断增大,1 号测点下降了 23 mm,2 号测点下降了 31 mm;随采矿工程结束,上盘岩体位移点的位移趋于稳定;位移观测的是全位移的一个分量,根据现代岩石力学分析,其位移值要比垂直矿体延展面的全位移小,因此下步有必要对全位移进行观测;采矿过程中,随采矿工程的进展至采矿工程结束,顶板下沉有一个从“初始”—“活跃”—“相对稳定”的变化过程,当最大下沉速度达 0.2 mm/d 时进入初始阶段,日平均下沉速度增长至 0.5 mm/d 时,进入活跃阶段,日平均下沉速度下降至 0.3 mm/d 时,则进入相对稳定阶段。

9.2.10.6 技术经济指标

根据矿山采场验收结果和坑口采场材料消耗统计资料,试验采场验收结果、主要技术经济指标、采矿作业直接成本计算结果分别见表 9-10 和表 9-11。

表 9-10 试验采场验收结果

验收时间	采场	地质矿量 /t	地质品位 /g·t ⁻¹	出矿量 /t	出矿品位 /g·t ⁻¹	采矿损失率 /%	矿石贫化率 /%
2004 年 05 月 24 日	324	13200	5.55	12783	5.27	8.20	5.10
2004 年 05 月 24 日	336	17095	9.16	16553	8.65	8.75	5.57
2004 年 07 月 24 日	407	16068	5.18	15595	4.85	9.08	6.37

表 9-11 试验采场主要技术经济指标

序 号	项 目	指 标		备 注
		试 验 矿 块	普通全面采矿法	
1	采场生产能力/t·d ⁻¹	65.50	30	
2	凿岩台效/t·台班 ⁻¹	80	50	
3	采矿工效/t·工班 ⁻¹	13.10	8	
4	采切比/m·kt ⁻¹	10	8.5	
5	采矿损失率/%	8.67	15	
6	矿石贫化率/%	5.68	15	

9.2.10.7 评价

- (1) 在整个项目试验中,以大量的矿区工程地质调查工作为基础,使用了各种有效的地压控制技术,从而主动地、有效地控制了采场地压,确保回采期间各巷道和采空区的稳定,为高效开采创造了有利条件。
- (2) 结合 NGI 分类法(岩体质量 Q 分类)运用模糊数学判定了矿石和围岩的稳固性,这种分析方法表明采场是稳定的,并提出采场最大跨度为 12 ~ 18 m,与数值模拟分析结论基本一致。
- (3) 根据采区矿石、围岩的稳定性,通过数值模拟计算,分析采场应力分布和采场的稳定性,优化出矿块的开采顺序和最佳的采场结构参数,解决了影响采场稳定性的最关键因素。
- (4) 通过矿岩稳定性分析,选择了合理的支护手段,保证了采场的安全,而且损贫指标得到了进一步的控制,锚杆支护对采场二次应力改善程度小,但在拉应力区其改善程度较大。尤其对于弱结构面引起的采场破坏起到了良好的加固作用。
- (5) 地压监测结果为预测、预报采场的稳定性提供了可靠的数值依据,为采场安全提供了保证。
- (6) 为生产矿山提供一种采场生产能力大,回采效率高,安全性好,损失贫化低的采矿工艺。

9.2.11 不留矿柱(人工矿柱)全面采矿法试验研究

采用全面采矿法、房柱采矿法开采的矿山见表 9-12,通常矿房回采后留下的间柱、点柱约占总矿量的 8% ~ 12%。虽然在残采阶段可部分地回收,但多数矿山由于回采不及时,出现地压活动,危险性大,回收量有限,大量的矿柱留在采空区内没有有效的回收办法。在资源日趋紧张的今天,如何将已探明的保有储量,最大限度地回收是采矿工作者所研究的重要课题。如果能改革现有的采矿方法,研究人工矿柱置换自然矿柱,从而减少 5% ~ 8% 的矿石损失,在全国的缓倾斜矿体中推广应用,将产生极大的经济效益和社会效益。

中国虽是资源大国,已探明的矿产资源总量居世界前列,但是人均占有量仅占世界平均水平的 58%,只有世界人均量的一半,在现有的资源中只有 63% 可以开发利用,35% 可以采出,实际利用率明显不足。全国探明量的黄金资源 95% 已被开采,加之地探储量承包时,缺

表 9-12 部分岩金矿山全面采矿法、房柱采矿法开采状况

矿山名称	回采顺序及推进方式	落 矿	出 矿	顶 板 管 理
潼关金矿	由矿块一侧以壁式工作面向另一侧推进	采幅分为上矿、下岩；落矿前在靠近工作面的立柱上挂金属网；先抛岩后采矿，浅眼爆破	电耙出矿。电耙绞车功率 30 kW，耙斗容积 0.3 m ³	用木立柱或金属支柱，排间距 1.5 m，柱间距 2 ~ 2.5 m。局部打锚杆
秦岭金矿	沿走向由一侧向另一侧推进，沿倾斜由下向上逆倾斜推进	浅眼落矿，炮眼梅花形布置，眼深 2 m，最小抵抗线 (W) 0.7 ~ 0.9 m， $W/d = 17 \sim 21$ ，d 为炮眼直径；YT-24 型凿岩机	用 2JP 型电耙出矿，功率 28 kW	采场内留下不规则矿柱，用采下废石砌石垛，局部打锚杆
蒲峪金矿	矿块划分为若干分条回采。相邻分条可同时或依次回采。分条回采可用前进式或后退式	浅眼落矿，先掘堑沟后回采其两侧矿石，炮眼与堑沟中心线呈 42° ~ 45° 夹角，排距 1 m，每次爆破 3 ~ 4 排	矿石人工装车运出，粉矿清扫装袋运出	局部不稳用木支护，掘沟的废石堆砌在采空区支护顶板
峪耳崖金矿	由下而上逆倾斜推进，工作面为梯段形	YT-27 型凿岩机，浅眼落矿，眼深 1.5 ~ 2.2 m，最小抵抗线 0.6 ~ 0.7 m， $W/d = 14 \sim 17$ ，矿厚时平行布置，矿薄时“之”字形布置	13 kW 电耙出矿	采用横撑支柱护顶。支柱间距：(1.8 ~ 2) m × (1.5 ~ 2) m，贫矿留作矿柱
半壁山金矿	矿块划分为宽 15 ~ 20 m 分条，逆倾斜推进	YT-27 型凿岩机，浅眼落矿，眼深 2.2 ~ 2.3 m， $W = 0.6 \sim 0.7$ m，炮眼平行布置	7.5 kW 或 13 kW 电耙出矿	采场内留不规则矿柱
张家口金矿	先掘进路（平行式、井田式、鱼刺式布置），后退式回采	浅眼落矿，眼深 1.5 m 平行交错布置，排距 1.0 m，眼距 1.0 m	用 13 kW 电耙和 30 kW 电耙接力耙运	采准上山、回采进路用木棚支护。回采时用木柱或木垛支护。且留有不规则矿柱
三家金矿	采用壁式工作面由一侧向另一侧推进	YT-27 型凿岩机，浅眼落矿，眼深 1.7 m，平行布置，眼间距 0.6 m	7.5 kW、13 kW 电耙出矿	留不规则矿柱或临时木支柱
湘西金矿 西安矿区	矿块划分为若干分间，顺倾斜回采，分间内逆倾斜推进	浅眼落矿	14 kW 和 17 kW 电耙接力耙运	每个分间留 1 ~ 3 个矿柱，每个矿柱负担支护面积为 80 ~ 240 m ² ，矿柱间设混凝土块垛
五龙金矿	矿块沿倾向划分为上、下两个采场，采场内回采工作面沿伪倾斜布置	浅眼落矿	30 kW 电耙接力耙运	采场间有一带状矿柱隔开，采用锚杆 - 金属网联合支护
杨树金矿	以矿柱为界，沿走向划分矿块，在矿块中央布置一条上山，该上山兼做出矿、通风、行人和爆破自由面之用	浅眼落矿	30 kW 电耙接力耙运	采场间采用矿柱 - 锚杆联合支护
紫木圪金矿	以矿柱为界，沿走向划分矿块，在矿块中央布置一条上山，该上山兼做出矿、通风、行人和爆破自由面之用	浅眼落矿	30 kW 电耙接力耙运	采场间采用矿柱 - 锚杆联合支护

乏利益的监控保证体系,储量负变较大,资源危机已成为困扰矿山生产与建设的主要原因。相当一部分中小企业生产技术含量低,以拼消耗、拼设备、拼资源来换取高产量。

中国黄金矿山采场支护是个薄弱环节,主要表现在技术和装备落后,机械化程度低,劳动强度大,支护成本高。目前多数矿山采场是靠矿石矿柱支撑。

矿房支护方式除常规方式(如木垛)的同时,发明了用水泥预制件砌筑的人工矿柱,此外,在采场和工作面还采用了多种辅助支护技术:机械化程度较高的注浆点柱、喷浆支护;以锚杆为主体的支护系列摩擦式金属支柱,铰接顶架,可缩性支架,梯形矿用工字钢支架,柔性掩护支架,提腿式液压支柱,单体液压支柱等;近年来也出现了水压支柱系统小批量投入工业应用等。各种支护方式虽然都有所发展和进步,但是也还存在一定的缺点和局限性,如水压支柱系统的最佳支护高度在3 m以下,应用效果较好。

不留矿柱全面采矿法(混凝土人工矿柱-锚杆联合支护置换自然矿柱)的可行性。目前,中国已经有一些黄金矿山在实际生产中应用这一技术,如贵州金兴黄金矿业有限责任公司紫木函金矿。中国岩金矿山正在开采的缓倾斜矿体的企业较多,具有一定规模的岩金矿山有:湘西金矿、峪耳崖金矿、张家口金矿、秦岭金矿、鸡笼山金矿、东桐峪金矿、紫木函金矿、杨树金矿等多座矿山。金凤公司杨树金矿保有储量不足,贵州金兴黄金矿业有限责任公司紫木函金矿属新建的露天转地下矿山,生产探矿后可采储量也发生了一定的负变,将影响到矿山的服役年限。如果将上述矿山的损失率减少5%,将产生良好的经济效益和社会效益。因此,开辟一个新的途径以提高回采率减少损失率迫在眉睫。本采矿方法的提出及应用,填补了中国岩金矿山在矿柱回采方面的不足。

9.2.11.1 开采技术条件

矿床开采技术条件与9.2.10节相同。

9.2.11.2 不留矿柱全面采矿法回采工艺

普通全面采矿法的回采工艺为先回采矿房后回收矿柱,一般在矿房回采结束后马上回收矿柱,但是在实际操作中因种种原因总是在相隔较长时间后以残采的方式回采,其回采难度大,且不安全,有的采场出现地压活动造成矿柱的永久损失,因此,残采的损失率比较高。

采用不留矿柱的全面采矿法回采是以混凝土人工矿柱置换(原本留在采场内作为永久损失的)自然矿柱的回采工艺。矿房回采与普通全面采矿法基本相同,拉开回采自由面便回收上中段底柱,将矿石出净;随着采场回采的进行,沿采场两侧分别浇筑混凝土人工矿柱两条,间隔8~10 m,并置换采场内的临时矿柱(从下个采场起就只浇筑1条规则混凝土人工矿柱,即采场的一侧)。

9.2.11.3 搅拌站的组成与布置方式

考虑到冬季气温较低和尽量减少井下硐室尺寸以及运输等原因,搅拌站布置方式按地表和井下相结合,即在地表按各种材料配比混合好后装入矿车运至井下,卸入搅拌机搅拌好后装入混凝土泵开始浇筑。

A 设备选择

设备选择包括:

(1) 混凝土输送泵。目前生产的混凝土泵在露天作业广泛应用,井下应用受罐笼尺寸限制需要进行适当的改造,加工成组装式由竖井输送至井下作业面。

设备选用 BHT60-M067 型混凝土泵 1 台,其实际输送能力可达 $20 \text{ m}^3/\text{h}$ 以上。

(2) 搅拌机。选用的搅拌机和混凝土泵配套。

(3) 微型装载机 1 台,用于向矿车装料。

(4) 矿车 10 台,用于运输水泥、河砂、碎石等。

(5) 1.5 t 电机车 1 台,用于牵引矿车。

B 地面场地

要求容纳碎石 20 m^3 ,河沙 20 m^3 ,水泥 10 t。用微型装载机按配比将上述材料装入矿车运至井下。

C 井下搅拌站

搅拌站硐室尺寸: $(8 \sim 10) \text{ m} \times 3.5 \text{ m} \times 3.5 \text{ m}$,容积 $98.0 \sim 115.5 \text{ m}^3$ 。

搅拌站位置的确定。制备混凝土时将产生一些粉尘,因此,将井下搅拌站设在距离通风井较近的地点可避免污风串联。

D 材料

(1) 水泥:选用当地产水泥,即通远堡一、二水泥厂生产的普通硅酸盐(强度等级 32.5)水泥均可。

(2) 拌合水:使用井下生产用水。

(3) 砂:选用河砂。

(4) 碎石:自制。利用已有的颚式破碎机,将井下掘进的废石加工成 40 mm 以下规格的碎石。

E 混凝土标号的确定

初步选择 C20 混凝土,在浇筑前需作强度试验,待试验结果出来后按试验指标执行。

F 混凝土人工矿柱浇注工序

第一步:按设计规格支好模板,每个循环混凝土的浇注高度为 1.5 m,消耗混凝土 11.5 m^3 ,可同时浇筑 6 个人工矿柱;第二步(可和第一步同时进行):将输送管路架到每个将浇注的人工矿柱旁,并留出连接立管的“三通”,便于自下而上连接输送管路,在立管端部沿倾向安装一弯管(长约 1.2 m),目的是达到较好的接顶效果;第三步:启动混凝土搅拌机、启动混凝土泵开始浇注,同时开启振荡器,以保证浇注质量。混凝土达到设计强度后便可回采。

9.2.11.4 矿房回采方式与人工矿柱施工

A 混凝土矿柱布置方式与回采工艺

自然矿柱(点柱)规格约为 $3 \text{ m} \times 3 \text{ m}$,在实施时可将混凝土矿柱布置为规则点柱形式(形成间柱),其间隔大约 $8 \sim 10 \text{ m}$ 。此举便于回采期间相邻采场行人、通风。方案见图 9-8。

a 采切工程量

首先在靠近主运输巷的探矿穿内即采场中心线处开凿人行井、电耙洞室、溜矿井,然后在采场中心从溜矿井开始沿倾向开凿一条上山至端部,用作人行道、通风和回采自由面,宽度 2.0 m 至采场端部,然后压至顶板。

b 矿房回采工艺

矿房回采与普通全面采矿法基本相同,拉开回采自由面便回收上中段底柱,将矿石出净。

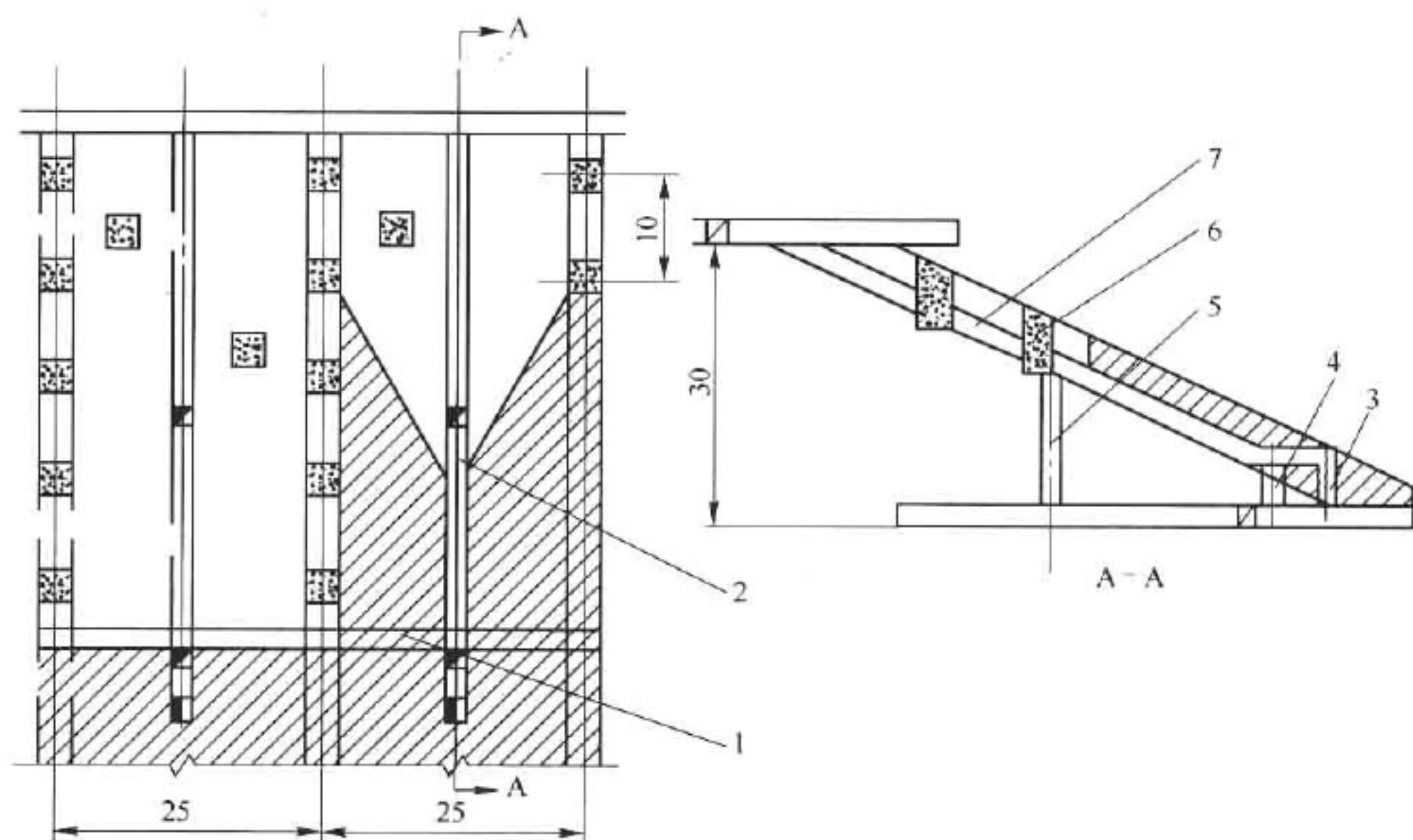


图 9-8 混凝土人工矿柱全面采矿方法图

1—主运巷道；2—上山巷道；3—人行井；4—溜井；5—接力溜井；6—混凝土矿柱；7—上山巷道

c 浇注混凝土人工矿柱

随着采场回采的进行,沿采场两侧分别浇注混凝土人工矿柱两条,间隔 8 ~ 10 m,并置换采场内的临时矿柱(从下个采场起就只浇注 1 条规则混凝土人工矿柱,即采场的一侧)。

采用人工矿柱的优点为:回采自由面多,回采效率高,提高了采矿回收率,在回采的同时也处理了采空区,减少了一道生产工序。

其缺点为:由于增加了混凝土矿柱,采矿成本有所提高。

B 人工矿柱的接顶方法

人工矿柱的接顶方法有三种:

- (1) 在人工矿柱与顶板接触处以三角形安装 3 根锚杆,尺寸为直径 25 mm 的螺纹钢,长 1.5 m,锚杆下端焊接一厚度为 6 mm、100 mm × 100 mm 规格的钢板,将锚杆装入顶板 800 mm,浇入混凝土矿柱 700 mm;
- (2) 在人工矿柱顶板逆倾斜方向延长 1 根输浆管使混凝土与顶板充分接触尽可能的减少空隙;
- (3) 可在人工矿柱的上部填塞薄钢板以减少矿柱与顶板之间的空隙。

C 人工矿柱在放炮冲击下的防护

采用控制爆破隔段起爆可减少放炮震动和冲击波的生成。崩矿冲击波的方向背离混凝土人工矿柱。防止放炮后矿石的冲击,在冲击侧以 30 mm 木板沿矿柱的两侧呈半包围保护。

9.2.11.5 240 m 中段以上点柱的回收

A 残留点柱矿量与品位

从杨树金银矿开采时算起至今 240 m 中段、270 m 中段、300 m 中段的点柱均未回收,2005 年、2006 年、2007 年 3 年共回收顶底柱约 12 万吨。但是,点柱矿量还没有回收,经统计

矿柱数量为 111 个,矿量约 21077 t,地质品位 5.51 g/t。

B 回采方法

残留点柱在采空区内时间较长,回采有一定难度。设计回采方法如下:

(1) 开采顺序。将矿柱回收与空区处理相结合,因此,选用自上而下,由两侧向中央的开采顺序,点柱回收之后由留在采空区的混凝土矿柱支撑顶版,依自然冒落的方式处理空区。

(2) 凿岩爆破。采用控制爆破落矿,浇注好混凝土矿柱便开始钻凿炮孔(可搭架子完成上部矿柱凿岩),将整个采场点柱的炮孔全部凿完,待混凝土矿柱达到设计强度,按自上而下的顺序依次逐个爆破。

(3) 出矿。崩落的矿石待通风除尘后以电耙连续出矿并至完毕,即告一个回采周期结束。

这些矿柱暴露的时间长,有少数矿柱已经出现了地压活动,因这些矿石平均品位较高,有很好的利用价值,故以混凝土人工矿柱置换。但是由于采空区面积大,暴露的时间比较长,安全问题突出,回收点柱是在采空区内作业,如何保障作业安全是完成此作业的关键。因此,必须引起足够的重视,采取有效措施,确保施工安全。

C 劳动组织

人工矿柱施工队由 15 名人员组成,其中队长 1 名(兼职),班长 2 人,工人 12 名。

9.2.11.6 技术经济指标与评价

A 混凝土矿柱规格确定

根据地质报告,矿体平均厚度为 4.6 m,地质品位 5.8 g/t。混凝土矿柱尺寸的确定以岩石力学试验与计算为主,根据该矿 300 m、270 m、240 m 各采场的自然矿柱统计指标所示,尺寸为 3 m×3 m 左右。

考虑到自然矿柱存在有节理裂隙和放炮震动形成的不规则形状,其实际抗压强度将小于设计指标,因此,为便于技术经济指标计算,混凝土矿柱的尺寸暂定为 3 m×3 m。

C20 混凝土配比及成本组成见表 9-13。

表 9-13 C20 混凝土配比及成本组成表

材料及费用	规格或产地	比例/%	用量/kg·m ⁻³	材料价格/元·t ⁻¹	成本/元·m ⁻³
水 泥	强度等级 32.5	1.00	3.25	300.0	103.0
拌合水	井下水	0.53	173	5.0	1.0
砂 石	河砂	2.28	775	37.0	29.2
碎 石	40 mm 以下	3.58	1165	10.0	13.0
工 资				10.0	10.0
折旧费					5.8
修理费					6.0
电 费					7.0
运 费					15.0
管理费等					20.0
合 计					210.0

B 投资返本计算

金精矿按时价的 77% 计价,矿石密度 2.64 t/m³;计划 210 m 中段以上间点柱回收 2 万吨,大约可创收 500 余万元。残留点柱的落矿成本将高于矿房,但是,开拓、采准工程费用和企管费等均已摊销完毕,所以残留点柱回收的企管费将大大降低,因此,残留点柱回收的利润还有提高的空间。

项目计划投资 73.9 万元,每回收 1 t 矿柱矿石可盈利 208.2 元,大约回采 3550 t 矿柱即可返本。

C 不留矿柱全面采矿法与普通全面采矿法比较

金凤公司应用不留矿柱的全面采矿法可多回收矿石量 6%,该公司年采矿量 17 万吨,可多回收 8500 t 矿量,创利润 176.97 万元。

D 评价

(1) 这是中国岩金矿山第一个利用人工矿柱代替已形成的矿石矿柱的试验研究项目,可以为中国同类条件矿山提供借鉴。

(2) 这项技术的应用,第一个条件是矿石地质品位比较高,利用人工矿柱代替矿石矿柱在经济上要有效益;第二个条件是矿岩稳固性要求达到一定程度,如果矿岩破碎,就不能利用这个方法,而利用充填法去置换矿石矿柱。

(3) 这个方法的应用不影响矿山正常生产活动,可以与矿山生产平行进行,即在非生产作业中段或者非作业地点开展这项工作。但是,它又不能在已经关闭的作业中段进行工作。

(4) 这项工作对于提高地质资源利用率,具有非常重要作用;对于地质资源危机的矿山更具有积极意义。

9.3 全面留矿采矿法

中国的岩金矿床中,倾角为 30°~55°的倾斜薄矿体占相当大的比重。在开采这类矿床时,应用普通留矿采矿法矿石不能借重力全部放出,应用普通全面采矿法因底板倾角大工人作业困难。因而一些矿山在生产实践中,把留矿采矿法暂留崩落矿石的回采工艺,全面采矿法的顶板管理技术和矿石运搬方法有机结合起来,形成了全面留矿采矿法。应用此种采矿方法的岩金矿山主要有:文峪金矿、遂昌金矿、秦岭金矿、东桐峪金矿、苏家店金矿、哈图金矿、陈耳金矿等。据 1987 年资料,岩金矿山应用全面留矿采矿法的比重,按采出矿量计为 11.4%。

9.3.1 矿床开采技术条件

各岩金矿山应用全面留矿采矿法开采的矿床,其主要开采技术条件见表 9-14。

表 9-14 应用全面留矿采矿法的矿床开采技术条件

矿山名称	矿 体					上盘围岩		下盘围岩	
	厚度/m	倾角/(°)	<i>f</i>	稳固性	金品位 /g·t ⁻¹	<i>f</i>	稳固性	<i>f</i>	稳固性
文峪 505 号脉	0.3~3	35~37	6~10	稳固	6.98	13~15	中稳	13~15	中稳
金矿 330 号脉	0.6~3.5	38~67	6~10	稳固	11.76				

续表 9-14

矿山名称	矿 体					上盘围岩		下盘围岩	
	厚度/m	倾角/(°)	f	稳固性	金品位 /g·t ⁻¹	f	稳固性	f	稳固性
遂昌金矿	0.33 ~ 11.0	45 ~ 60	19	稳固	11.50	14 ~ 15	稳固	14 ~ 15	稳固
东桐峪金矿	平均 0.97	28 ~ 51 平均 40	10 ~ 12	中稳	12.28	12 ~ 14	中稳	12 ~ 14	中稳
陈耳金矿 Q8002 脉 金矿 Q8107-3 脉	0.38 ~ 1.4 平均 0.9	40 ~ 50 平均 45	8 ~ 10	中稳	16.86	12 ~ 14	稳固	12 ~ 14	稳固
	0.29 ~ 2.01 平均 1.12	40 ~ 50 平均 45	8 ~ 10	中稳	4.11	12 ~ 14	稳固	12 ~ 14	稳固
哈图金矿	0.3 ~ 4 平均 1.12	30 ~ 70	8 ~ 10	中稳		10 ~ 12	中稳	10 ~ 12	中稳
苏家店金矿 1 号脉	2 ~ 8 平均 4	35 ~ 45		稳固	5.0	12 ~ 17	中稳	12 ~ 17	中稳

由表 9-14 可知,应用全面留矿采矿法的矿体倾角大部分在 30° ~ 55° 范围之内。从矿体厚度看,绝大多数为薄矿体与极薄矿体,个别矿段为中厚。从围岩稳固性看,均为中等稳固以上。

9.3.2 采矿方法结构参数

各岩金矿山的全面留矿采矿法主要结构参数见表 9-15。

表 9-15 全面留矿采矿法结构参数

矿山名称	矿块布置 方式	矿块尺寸 走向×垂直 /m×m	间柱宽/m	顶柱高/m	底柱高/m	放矿漏斗 布置方式
文峪金矿	沿走向	50×(30~38)	6	2	5	矿房两侧
遂昌金矿	沿走向	50×40	3~4(人工柱)	2~3	5~6(人工柱)	矿房中央
东桐峪金矿	沿走向	(40~60)×30	7	2	5	矿房两侧
陈耳金矿	沿走向	50×(35~45)	5	2(人工柱)	5(人工柱)	矿房一侧
哈图金矿	沿走向	30×(40~50)	6~8(人工柱)	2	4~6	矿房一侧
苏家店金矿	沿走向	(8~10)×25	2(间隔人工柱)	无	5	矿房中央

由表 9-15 可知,矿块均沿走向布置。矿块沿走向长度多数为 30 ~ 50 m,矿块垂高等于阶段高度,一般为 30 ~ 40 m。矿房之间留有矿柱,但多数矿山对品位高的矿块均用人工柱置换矿柱。放矿漏斗的布置,分为中央式、双侧式和单侧式三种形式。

9.3.3 回采工艺

各矿山全面留矿采矿法的回采工艺和参数见表 9-16。

表 9-16 全面留矿采矿法回采工艺

矿山名称	回采顺序及推进方式	落 矿	出 矿	顶 板 管 理
文峪金矿	由下向上逆倾斜全面推进。矿厚大于 3 m 时,分层回采,先采下层,后采上层	浅眼落矿,炮眼布置为梅花形,眼深 1.8 ~ 2.2 m,眼 距 0.6 ~ 1.2 m,排距 0.6 ~ 1.0 m	28 kW 电耙出矿。底板倾角小时接力耙运	留不规则矿柱,打锚杆,木立柱支护,试验了人工间柱
遂昌金矿	先采矿柱,矿柱采后浇灌混凝土形成人工柱,然后采矿房。矿房回采工作面由下向上逆倾斜推进	浅眼落矿,试验的上向眼大孔距多排微差爆破参数为: $W = 0.6$ m,眼深 1.8 m,炮眼密集系数 2.5 ~ 2.6	30 kW 电耙出矿,矿房中央布置铁溜槽,下设振动放矿机	局部用锚杆加固对个别矿房试验用接杆锚杆护顶
东桐峪金矿	以梯段工作面自下而上逆斜推进	浅眼落矿,眼深 1.8 m,眼距 1 ~ 1.2 m, $W = 0.7 \sim 0.8$ m, $W/d = 17 \sim 19$,炮眼梅花形布置	30 kW 电耙出矿,矿房内两侧各布置 1 台电耙	矿房内留不规则矿柱,顶板不稳时用锚杆支护
陈耳金矿	Q8002 脉品位高,先用混凝土顶底柱置换矿石柱,然后回采矿房。矿房回采以梯段斜工作面由下向上逆倾斜推进	浅眼落矿, $W = 1 \sim 1.2$ m, $W/d = 25$,眼深 1.8 ~ 2 m	14 kW 电耙出矿。随着回采工作面推进,电耙逐渐上移	依靠人工柱及矿柱支承顶板
哈图金矿	先采间柱及底柱并形成人工柱。沿垂高将矿房一分为二,先采下部,后采上部。矿房回采以斜工作面自下而上推进	浅眼落矿, $W = 0.8 \sim 1.0$ m, $W/d = 20 \sim 25$,眼深 1.2 ~ 1.8 m,梅花形布置	13 kW 电耙出矿。上部矿房的矿石经耙运至钢溜井放出	适当留不规则矿柱
苏家店金矿	先采间柱并砌筑间隔式人工柱。矿房回采以梯段工作面由下向上逆倾斜推进。沿矿体厚度分为 2 ~ 4 个层回采	浅眼落矿,眼深 2 m, $W = 0.6$ m,炮眼间距 0.7 ~ 0.8 m	电耙出矿,布置在矿房中央下部	局部不稳留矿柱,遇贫矿留不规则矿柱

由表 9-16 可知,在回采顺序上,遂昌、哈图、陈耳和苏家店金矿均为先采矿柱(间柱、或底、顶柱),浇灌混凝土或砌筑石块形成人工柱,然后再采矿。矿房的回采一般是以梯段工作面自下而上逆倾斜推进,其中遂昌金矿原用扇形工作面,因回采后期留下的三角形矿体难采且占比重较大,后改为双侧斜工作面推进中央溜槽放矿。哈图金矿沿垂高将矿房一分为二,用矿柱隔开,以减小顶板暴露面积。从生产工艺上看,这些矿山均为浅眼落矿、电耙出矿。电耙布置方式分为双侧布置、单侧布置和中央布置三种,其中遂昌金矿在矿房中央布置了铁溜槽和振动放矿机,提高了出矿能力。从顶板管理上看,除依靠矿房四周的矿柱或人工柱支承顶板外,一般在矿房内留不规则矿柱支承局部不稳顶板,或用锚杆加固,在遂昌金矿试验研究了接杆锚杆护顶技术。

9.3.4 主要技术经济指标

各矿山应用全面留矿采矿法的主要技术经济指标见表 9-17。

表 9-17 全面留矿采矿法主要技术经济指标

矿山名称	矿块生产能力 /t·d ⁻¹	采切比 /m·kt ⁻¹	采矿损失率/%	矿石贫化率/%	炸药消耗 /kg·t ⁻¹	坑木消耗 /m ³ ·t ⁻¹	备 注
文峪金矿 (1983~1987 年平均数)	75	14	9.72(矿房)	13.15(矿房)	0.55	0.0017	
遂昌金矿 (1991 年 数据)	80~90	7	4.42(矿房)	18.25(矿房)	0.612	0.0015	
东桐峪金矿	35~40	15	10	35	0.60	0.005	
陈耳金矿	38	20	10.5	22	0.61	0.001	
哈图金矿	50		15	35	0.8	0.004~0.005	
苏家店金矿	114	20	5	5			砌采比 60 m ³ /kt

由表 9-17 可知,多数矿山的矿块生产能力大于 40 t/d,较高者可达 80~90 t/d,采矿损失率一般在 10% 以下,矿石贫化率较高,一般在 15% 至 35% 的范围内。

9.3.5 评述

岩金矿山应用全面留矿采矿法的主要工艺特点是,为了减少矿柱中的采矿损失,采用人工柱代替矿柱。如文峪金矿在 1007 采场试验了人工间柱(混凝土结构)与矿石间柱联合支承顶板,大大降低了采矿损失率。苏家店金矿采用掘进废石砌筑间隔式人工间柱,替代矿石间柱,显著提高了采矿回采率。在遂昌金矿,对于品位较高的矿块,为了提高矿石回采率,采用底柱及间柱先于矿房回采,然后浇灌混凝土形成人工柱,从 1989 年至 1993 年共浇灌混凝土近万立方米,多回收矿石 3 万多吨。在哈图金矿和陈耳金矿也采用了类似的工艺。这一特点代表了岩金矿山全面采矿法的一种趋势。在具体应用中要通过技术经济计算来确定各矿应用人工柱代替矿柱的合理条件(矿石品位、矿厚等)。从回采工艺上看,均为浅眼落矿、电耙出矿。对于顶板的维护,除矿柱和人工间柱外,在矿房内一般留有不规则矿柱,或用锚杆加固,立柱支护等。此种采矿法在岩金矿山应用中的主要问题是,出矿工艺较复杂,出矿过程较长,矿房内电耙绞车要多次移动,分段耙矿或拐角耙矿效率较低;工人在顶板暴露面下作业,安全性差;矿柱占矿量较多,回采较困难,采后遗留的空区需要处理。矿体较厚时需分层回采,工艺较复杂。尽管有这些问题,但对于开采顶板中等稳固及稳固的倾斜薄矿体来说,全面留矿采矿法仍是一种行之有效的采矿方法。

9.3.6 文峪金矿全面留矿采矿法实例

9.3.6.1 开采技术条件

文峪金矿开采矿床是中低温热液充填交代多金属硫化物含金石英脉型,除金以外,还含有铅、铜、银等多种金属可以回收。

矿床开拓采用平硐溜井开拓方式,阶段高度 30 ~ 38 m。主要矿体的开采技术条件为: 505 号矿脉;倾角 $37^{\circ} \sim 55^{\circ}$;厚度 0.2 ~ 3 m,平均厚度 1.7 m;含金平均品位 6.98 g/t, 铅 3.253%。

530 号矿脉:倾角 $38^{\circ} \sim 67^{\circ}$,厚度 0.6 ~ 3.5 m,平均厚度 1.32 m,含金平均品位 11.76 g/t, 铅 3.026%。

两条矿脉上下盘围岩混合岩、片麻岩和伟晶岩, $f = 13 \sim 15$,比较稳固,局部不稳。矿石 $f = 6 \sim 10$,稳固。

9.3.6.2 采矿方法结构与采准切割

矿块沿矿体走向布置,分矿房、矿柱两步骤回采。矿块长 50 m,高为阶段高度 30 ~ 38 m,厚等于矿体厚度。矿房间柱宽 6 m,底柱高 5 m,顶柱高 2 m。采矿方法结构如图 9-9 所示。阶段运输平巷布置在脉内,沿该平巷每隔 50 m 在房间矿柱内掘进矿块天井,作为行人、通风和运送材料之用。在天井中,每隔 5 m 掘进水平联络道,将矿块天井与回采工作面沟通,并用作安装电耙绞车。在底柱中靠近天井的矿房两端,从运输平巷上掘进放矿漏斗至拉底水平。在底柱上掘进拉底平巷,扩宽至矿体全厚,形成拉底空间。

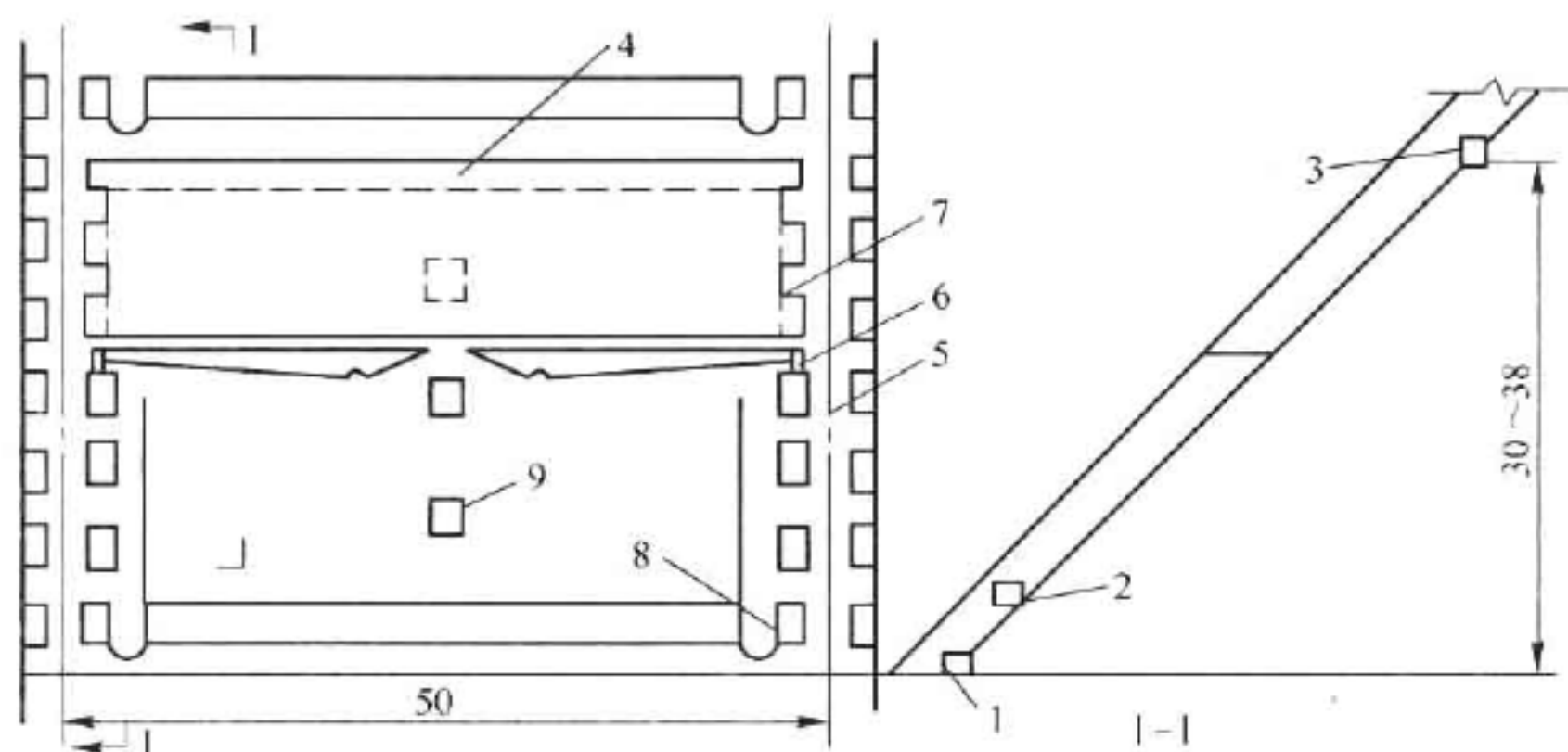


图 9-9 文峪金矿全面留矿采矿法简图

1—运输平巷; 2—拉底平巷; 3—回风平巷; 4—顶柱出口; 5—矿块天井;
6—电耙绞车; 7—联络道; 8—放矿漏斗; 9—局部矿柱

9.3.6.3 回采工作

A 落矿

由拉底水平逆倾斜向上全面推进。凿岩用 YT-27 型凿岩机,孔径 40 mm,孔深 1.8 ~ 2.2 m,炮孔布置为梅花形或平行排列,排距 0.5 ~ 1.0 m,孔距 0.6 ~ 1.2 m。当矿体厚度大于 3 m 时,沿厚度方向划层回采,先采下层,留部分矿石做工作台,再采上层。

B 出矿

用电耙出矿,电耙绞车布置在矿房两侧间柱中的水平联络道内。随着回采工作面的向上推进,相应移动电耙绞车。矿石被扒运至矿房两侧的放矿漏斗上方,若矿房底板倾角大于矿石自然安息角,矿石自溜放出;反之,则在靠近漏斗的联络巷内安设电耙进行接力耙运。每次落矿后扒出落矿量 $1/3$ 的矿石,其余矿石暂留矿房内,并用电耙平场,作为继续回采的工作台。矿房全部落矿之后,进行大量出矿。大量出矿结束后,用人工清扫矿房底板粉矿。

C 顶板管理与地压控制

矿房回采过程中,主要靠间柱、底柱和顶柱支承顶板。并根据维护顶板的需要,留若干3 m×3 m矿柱;遇夹石或低品位矿石,留不规则矿柱;局部顶板不稳时,用锚杆或木立柱支护。

随着开采深度的增加,顶板冒落事故增多,有记录的达168次,见表9-18。由该表的数据可知,在原有的采场结构参数及顶板管理技术条件下,顶板冒落是一个严重的问题,特别是在第6阶段以下更为严重。为了解决这一问题,该矿进行了全面留矿采矿法地压控制研究。经研究提出以下几项措施:

- (1) 把矿块沿走向尺寸由50 m减小为25 m,以减小顶板暴露面积;
- (2) 采取人工间柱(混凝土结构)与矿石间柱联合支承顶板;
- (3) 采用锚杆支护顶板并辅以点柱支撑;
- (4) 集中作业,快速回采。

表 9-18 文峪金矿采场顶板冒落事故统计表

阶 段 号	3 阶段以上	4	5	6	7	8	9 ^①
生产采场总数	23	11	16	15	10	13	14
平均每采场冒顶次数	0.4	0.5	1.2	2.1	2.1	2.7	3.36
平均每采场冒落量/t	63.3	77.0	81.2	179.1	282.5	②	344.6
冒顶采场占生产采场比例/%	26.1	36.4	62.5	100	90	100	85.7

① 统计时第9阶段采矿尚未结束;② 资料不全。

其中采用人工间柱兼有减少矿柱矿量以提高矿石回收率的作用。这些措施在该矿第10阶段1007采场进行了生产试验,25 m宽的矿块用3个月的时间采完,试验表明,这些措施大大增强了采场顶板的稳固性,保证了回采工作安全、顺利地进行,降低了采矿损失率与矿石贫化率(采矿损失率1%以下,矿石贫化率3.1%)。

9.3.6.4 技术经济指标

文峪金矿全面留矿采矿法的主要技术经济指标如表9-19所示。

表 9-19 文峪金矿全面留矿采矿法主要技术经济指标

指 标 名 称	数 值	备 注
矿块生产能力/t·d ⁻¹	75	1984~1986年平均数
采切比/m·kt ⁻¹	14	1984~1986年平均数
凿岩台数/t·工班 ⁻¹	47	1984~1986年平均数
采矿工效/t·工班 ⁻¹	10.13	1983~1987年平均数
矿房采矿损失率/%	9.72	1983~1987年平均数
矿房矿石贫化率/%	13.15	1984~1986年平均数
炸药消耗/kg·t ⁻¹	0.5548	1984~1986年平均数
坑木消耗/m ³ ·t ⁻¹	0.00169	1984~1986年平均数
采矿直接成本/元·t ⁻¹	9.14	1983~1987年平均数

9.3.6.5 评价

全面留矿采矿法在文峪金矿的应用表明,其主要优点是:

(1) 适应性强,灵活性大。它对矿体形态复杂多变的开采条件有较强的适应性,如矿体倾角大时可利用重力放矿,倾角小时可用电耙扒矿;遇到贫矿或岩石夹层时,可以选别回采,降低贫化,遇到矿房顶板局部不稳时,可用锚杆加固或留不规则矿柱。

(2) 采切工程量小,工艺简单。采切比较小($8 \sim 19 \text{ m/kt}$, 平均 14 m/kt), 落矿、出矿及顶板维护工艺均较为简单。

(3) 矿房生产能力较高。矿房生产能力一般为 1800 t/月 , 当矿体厚度为 $2 \sim 4 \text{ m}$ 时, 为 $2500 \sim 4500 \text{ t/月}$, 平均 75 t/d 。

该采矿方法在文峪金矿的应用中暴露出来的主要缺点是:

(1) 矿柱占有矿量多,回采不安全。矿柱占矿块矿量 $23\% \sim 25\%$, 矿柱回采率为 40% , 作业不安全,成本高。

(2) 随着开采深度的增加,顶板冒落事故增多,矿房回采安全性降低,采矿损失贫化增大。

(3) 电耙绞车移动次数多,工作量大。每个矿房用 2 台电耙,在矿房回采期间每台电耙需要移动 $4 \sim 6$ 次,每移动一次需要十几个工时或几十个工时,影响落矿和出矿。

(4) 矿房回采后遗留的空区,需专门处理。

9.3.7 遂昌金矿全面留矿采矿法实例

遂昌金矿根据其矿床条件,也采用了全面留矿采矿法。

9.3.7.1 开采技术条件

遂昌金矿床产于前泥盆纪变质岩的构造蚀变带中,为中温热液贫硫化物浅成建造含金银交代脉石英岩型矿床。矿石中金银共生,其平均品位为: $\text{Au} 11.5 \text{ g/t}$, $\text{Ag} 270.27 \text{ g/t}$ 。矿岩分界不明显,根据取样分析结果圈定矿体。

矿体倾角一般为 $45^\circ \sim 60^\circ$, 局部小于 40° 。矿体厚度为 $0.33 \sim 11.0 \text{ m}$ 。矿体及围岩多处受到断层错动及岩脉穿插,但大部分裂隙不发育。较为稳固,部分矿体上盘围岩存在一组平行于矿体的裂隙和光面,稳固性较差。矿石为脉石英岩,坚硬, $f=19$ 。围岩主要为黑云母斜长片麻岩, $f=14 \sim 15$ 。

9.3.7.2 采矿方法结构与采准切割

矿块沿走向长度一般为 50 m , 矿块高度(阶段高度) 40 m 。矿块厚度等于矿体厚度。将矿块划分为矿房与矿柱。其中矿房两侧间柱宽各为 $3 \sim 4 \text{ m}$, 底柱高度 $5 \sim 6 \text{ m}$, 顶柱高度 $2 \sim 3 \text{ m}$ 。矿块采准时,利用已有的控矿穿脉巷道(每 25 m 布置 1 个),改造为穿脉运输巷道,并沿矿体向上掘进采准天井($2.5 \text{ m} \times 1.5 \text{ m}$),在矿块两侧和中央共形成 3 条天井。在中央天井上端相应的穿脉巷道中安装 30 kW 电耙绞车,耙斗及钢绳经导向轮引至拉底巷道内,在中央天井底板铺设宽 2 m 、厚 3 mm 的钢板作为溜槽底板。在与中央天井下端对应的穿脉运输巷道中,向上进行扩斗,并安装自制的振动放矿机。在运输平巷底板以上 5 m 开掘拉底平巷,连通矿块内 3 条天井,然后扩采至矿体全厚,形成高 2 m 的拉底空间。采矿方法结构如图 9-10 所示。

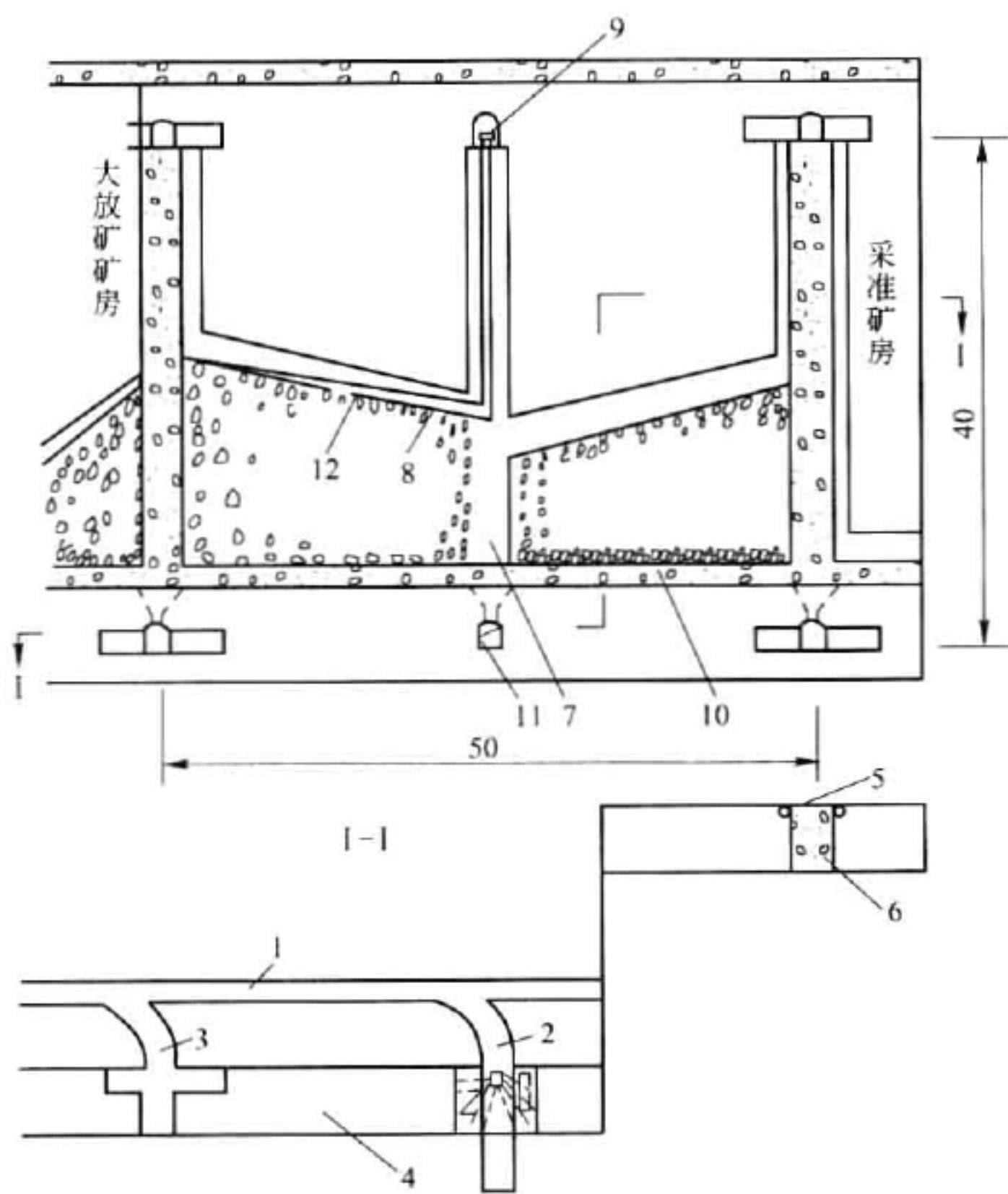


图 9-10 遂昌金矿全面留矿采矿法示意图

1—脉外运输巷道；2,3—穿脉运输巷道；4—矿体；5—预留回风井；6—人工间柱；7—铁溜槽；
8—中央天井；9—电耙绞车；10—人工底柱；11—振动放矿漏斗；12—耙斗

9.3.7.3 回采工作

对于品位较高的矿块,为了提高矿石回采率,采用先采矿柱,然后浇灌混凝土形成人工柱,最后回采矿房的回采顺序。

A 底柱的回采及人工底柱的形成

在已形成的高 2 m 的拉底空间之上再采 2 m,形成 4 m 高的空间,将采下的矿石全部耙至漏斗放出。在该空间底板上铺一层隔离物(废旧塑料袋之类)。由混凝土搅拌站输送来的混凝土,从上阶段用溜管经中央天井输送至拉底层,用人工或电耙铺平,形成 1.6 ~ 2 m 厚的人工底柱。当矿体厚度大于 3 m 时,视具体情况配用适量钢筋或钢绳。

B 间柱的回采及人工间柱的形成

将矿块两侧的天井在矿体全厚上进行回采,其上盘方向采宽 3 m,下盘方向采宽 5 m,形成如图 9-11 所示的断面。回采可用留矿采矿法。采完后将全部矿石放出。在待采矿体上敷挂草袋等隔离物。下盘方向回采时在 3 m 采幅之外两侧多采 1 m²,以预留通风口。应用“沙芯

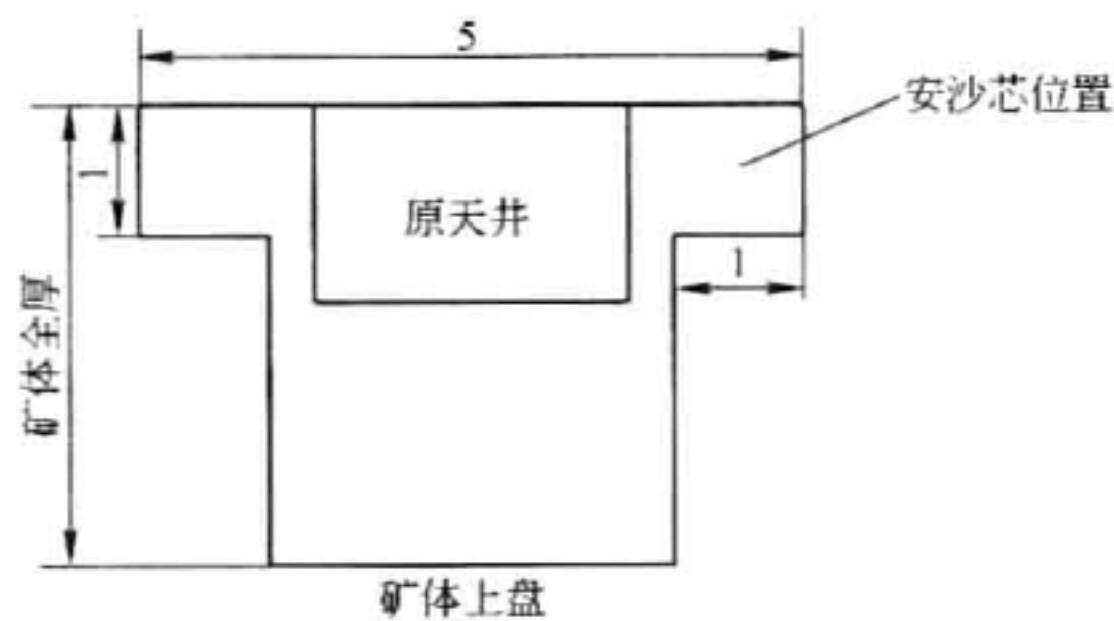


图 9-11 间柱回采断面

法”形成此通风口,即用1根钢绳通过铁丝连接外罩直径1 m的胶皮风筒,风筒外再罩1层塑料布代替模板,置于靠近下盘多采的两个1 m²空间内,向风筒中充满黄沙。这些工作完成后,向已采空间浇灌混凝土,形成人工间柱。混凝土凝固后,振动钢绳,放出黄沙。钢绳和风筒回收重用。在人工间柱两侧便形成预留的通风口。

C 矿房回采

待人工底柱和间柱中的混凝土达到要求的强度后,即可进行矿房回采。

回采时以中央天井(溜槽)为界,将矿房分为两部分,一部分回采,一部分取样分析圈定矿体,二者交替进行。这样使回采工作在取样分析和正确圈定矿体的基础上进行,可以减少回采的盲目性,降低损失贫化。

回采工作由下向上分层推进,用YT-27型气腿凿岩机钻凿浅眼落矿。回采工作面由两侧向中央溜槽形成10°~15°的倾斜面,以利于提高电耙出矿能力。每次落矿后,进行局部出矿。局部出矿用安装在中央天井之上的电耙进行,将矿石耙运至中央溜槽,经振动放矿机放出。为控制中央溜槽两侧的矿石,在溜槽两边安设钢绳网,钢绳网由埋设于矿房上下盘的锚杆固定,并随着工作面向上推进逐步接长。当矿房上采结束后,进行大量放矿。此时放矿工作线由上向下推进,其向溜槽的倾斜可增大至25°~30°,钢绳网并随之逐渐拆除。

矿房的顶板主要靠人工间柱和顶底柱支撑,局部不稳地段用锚杆加固。该矿在回采IV-4和IV-5矿体时,其上盘围岩存在断层和破碎带,曾发生采场顶板冒落事故,为此进行了顶板维护的试验研究,提出了留临时矿柱以减少回采过程中顶板暴露面积,强采强出以缩短顶板暴露时间,以及应用接杆锚杆进行护顶等技术措施。

9.3.7.4 技术经济指标

遂昌金矿全面留矿采矿法主要技术经济指标如表9-20所示。

表9-20 遂昌金矿全面留矿采矿法主要技术经济指标(1991年)

指标名称	数 值	指标名称	数 值
矿房生产能力/t·d ⁻¹	80~90	采矿工效/t·工班 ⁻¹	8.88
矿房矿石贫化率/%	18.25	炸药消耗量/kg·t ⁻¹	0.612
矿房采矿损失率/%	4.42	采矿直接成本/元·t ⁻¹	13.98

9.3.7.5 评价

遂昌金矿原用扇形工作面全面留矿采矿法,在生产中发现当回采工作推进到电耙最大耙运角时,留下的三角形矿体难以回采。后改为矿房中央布置溜槽,采用两侧斜工作面推进,使本法渐趋完善。遂昌金矿根据本矿矿石品位高的特点,采用人工间柱和人工底柱,提高了矿石回采率 and 经济效益;采用电耙、铁溜槽、振动放矿机联合出矿,提高了矿房的出矿能力;采用接杆锚杆护顶,提高了矿房顶板的稳固性和降低了矿石贫化率等。这些生产经验对于类似条件矿山具有借鉴参考价值。

9.3.8 苏家店金矿全面留矿采矿法实例

苏家店金矿根据其矿床条件,在采用全面留矿采矿法时用人工间柱来代替矿石间柱。

9.3.8.1 开采技术条件

矿床为石英脉型,由含金热液沿断裂构造充填交代形成。矿体与围岩呈渐变关系,靠取

样化验圈定。矿区内构造不甚发育。NE 和 NNE 向的断裂控制着十几条矿脉,其中 1 号矿脉为主要开采矿体。1 号矿脉呈似层状、脉状,在地表有出露,倾斜延伸 150 m。

矿床开拓采用下盘斜井,倾角 29° 。斜长 174 m。阶段高度 20 ~ 25 m,分为四个阶段,即 125 m,100 m,90 m 和 55 m。其中 80 m 水平以上用房柱法开采,矿柱矿量(包括顶柱、底柱和间柱)占矿块矿量 33%,矿柱基本不回收,资源浪费很大。

1 号脉在 55 m 水平的垂直厚度为 2 ~ 8 m,平均为 4 m,倾角 $35^{\circ} \sim 45^{\circ}$,矿石品位平均 5 g/t。矿体上盘围岩中等稳固,矿体和下盘围岩稳固,岩石硬度系数 $f=12 \sim 17$ 。水文地质条件简单。

9.3.8.2 采矿方法结构与采准切割

矿块沿走向布置,长 8 ~ 10 m,其中矿房长 6 ~ 8 m(矿体厚时为 6 m,薄时为 8 m),间柱宽 2 m(用人工柱置换)。矿块高为阶段高 25 m,斜长 32 ~ 44 m。矿块厚度为矿体厚度。不留顶柱(80 m 水平底柱已用人工置换),底柱高 5 m,留至下阶段开采时一并回采。

采矿方法结构与采准工程布置如图 9-12 所示。利用 55 m 水平的探矿沿脉平巷作为阶段运输平巷。每隔 8 ~ 10 m 由该平巷掘进穿脉巷道通达矿体上盘,此穿脉巷道先用作探矿,后作为回采时的装矿横巷。由穿脉巷道向上掘进溜矿井至拉底水平,在溜井口附近的上盘围岩中开掘电耙绞车硐室。在拉底水平,将相邻的两个溜井口互相贯通即形成拉底平巷。由拉底平巷中部掘进横巷通达矿体下盘,沿下盘向上掘进采准天井。该天井沿矿体走向尺寸为 3 m,矿体厚度方向为 1.8 ~ 2 m 的天井通达 80 m 水平;第二步进行挑顶至矿体全厚,形成 3 m 宽的全断面天井,靠一侧砌筑宽 2 m 的人工间柱,另一侧(宽 1 m)作为人行、通风井并兼作矿房回采时的切割井。采准天井中的人工间柱为间隔式,采用掘进废石砌成,其尺寸为:沿走向宽 2 m(两边各砌 40 cm 块石,内浇灌 1.2 m 碎石),沿倾斜长 3 m,厚等于矿体厚度,沿倾斜的间隔为 2 m。

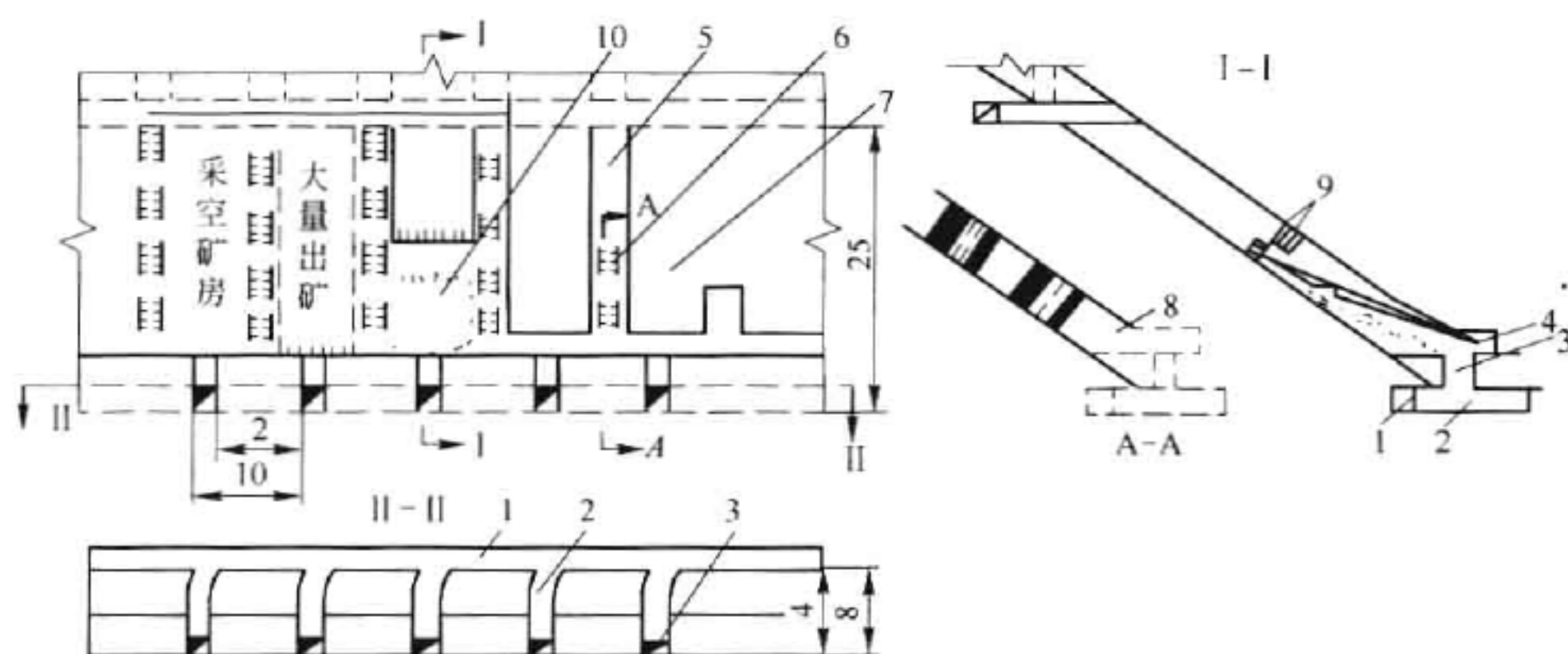


图 9-12 苏家店金矿间隔人工间柱全面留矿采矿法

1—运输平巷; 2—装矿横巷; 3—溜矿井; 4—电耙绞车硐室; 5—采准天井; 6—人行、通风井;
7—间隔人工间柱; 8—拉底空间; 9—回采炮眼; 10—暂留矿石

9.3.8.3 回采工作

在完成各项采准工程及矿房两侧人工间柱之后,即可进行回采。

A 落矿

自拉底水平由下向上以梯段工作面进行回采。回采时,沿矿体厚度方向划分为 2~4 个分层,每分层厚约 2 m。相邻两分层之间,下层比上层超前回采一炮(约 1.8 m),各分层形成梯段式工作面。回采时每梯段按矿房净宽(6~8 m)一次凿岩爆破,每次落矿向上推进约 1.8 m。凿岩用 7655 型凿岩机,眼深 2 m,最小抵抗线 0.6 m(排间距),炮眼间距 0.7~0.8 m。当矿体划分为两个分层进行回采时,在靠近下盘的分层中,炮眼垂直于矿体倾斜方向布置。当矿体较厚,划分为四个分层进行回采时,在靠近下盘的两个分层中均布置平行于矿体倾斜的炮眼,在靠近上盘的两个分层中布置垂直于矿体倾斜的炮眼。

B 出矿

每次落矿后用电耙扒矿,矿石经溜矿井装车运走。局部出矿每次放出落矿量的三分之一左右,其余留作继续上采的工作台,直至矿房全部落矿完毕进行大量出矿。

C 顶板管理

每个矿房在回采前其两侧已砌好人工间柱,在回采过程中主要靠人工间柱支承顶板。矿房顶板的最大暴露尺寸为宽 6~8 m、斜长 32~44 m。若在回采中遇到顶板不稳,或遇低品位矿石时,可留局部矿柱支撑顶板。矿房大量出矿后,采空区让其自行塌落,因有人工间柱支护顶板,故不致造成顶板的大面积冒落。

9.3.8.4 技术经济指标

苏家店金矿采矿方法的主要技术经济指标如表 9-21 所示。

表 9-21 苏家店金矿采矿方法主要技术经济指标

指标名称	数 值	指标名称	数 值	备 注
采切比/ $\text{m} \cdot \text{kt}^{-1}$	20	采矿损失率/%	5	矿岩界线不明造成
矿房生产能力(局部出矿)/ $\text{t} \cdot \text{d}^{-1}$	114	矿石贫化率/%	5	矿岩界线不明造成
采矿工效/ $\text{t} \cdot \text{工班}^{-1}$	5.7	砌采比/ $\text{m}^3 \cdot \text{kt}^{-1}$	60	
采矿台效/ $\text{t} \cdot \text{台班}^{-1}$	114			

9.3.8.5 评价

间隔人工间柱全面留矿采矿法在苏家店金矿的实践表明,其主要优点是:

- (1) 用人工柱代替矿房间柱,显著提高了矿石回采率;
- (2) 回采工作面呈梯段形,自由面多,落矿效果好,一次落矿量大,矿房生产能力高。

主要缺点是砌墙工作量大,劳动繁重,采矿成本较高;矿体需分层回采,工艺较复杂;矿房回采过程中需暂留矿石。

该采矿方法适用于矿岩稳固倾斜薄与中厚金矿床的开采。

9.4 房柱采矿法

应用房柱采矿法的岩金矿山主要有:湘西采矿金矿、张家口金矿、潼关金矿、灵湖金矿、大白阳金矿等。据 1987 年资料岩金矿山应用房柱法的比重,按采出矿量为 9.1%。

9.4.1 矿床开采技术条件

各岩金矿山应用房柱采矿法开采的矿床,其主要开采技术条件见表 9-22。

表 9-22 应用房柱法的矿床开采技术条件

矿山名称	矿 体					上盘围岩		下盘围岩	
	厚度/m	倾角/(°)	f	稳固性	金品位 /g·t ⁻¹	f	稳固性	f	稳固性
湘西金矿 沃溪矿区	3~10 平均 4.5	20~30	8~12	稳固	3~5	4~7	中稳	4~7	中稳
灵湖金矿	0.3~11.94	25~30		中稳	5.39		不稳		不稳
潼关金矿 505 号脉 1498 m II 号矿块	7~15	15	8~12	中稳	7.89	12~14	中稳	12~14	中稳
潼关金矿 401 号脉 402-1 矿块	0.91	8	8~10		5.11	10~12	中稳	10~12	中稳
大白阳金矿	平均 1.5	10~20	8	稳固	6	8	稳固	8	稳固
张家口金矿 东坑 140m 9 块段	0.6~1.6	6~15	13	中稳	8.53	4~6	中稳	4~6	中稳
张家口金矿 东坑 1357m 5 块段	5.2	6~15		不稳	3.62		不稳		中稳

由表 9-22 可知,应用房柱法开采的矿体,从厚度上看,包括极薄矿体(如潼关金矿 401 号脉 402 号-1 矿块等)、薄矿体(表中大多数矿山)和中厚矿体(如潼关金矿 505 号脉 1498m II 号矿块、张家口金矿东坑 1357m 5 块段等);从矿体倾角上看,均为缓倾斜;从矿岩稳固性看,大多为中等稳固或稳固,但也有不稳固的。

9.4.2 采矿方法结构参数

各岩金矿山房柱采矿法的主要结构参数见表 9-23。

表 9-23 房柱采矿法结构参数

矿山名称	矿房布置方式	矿房尺寸 (长度×净宽) /m×m	矿房间柱	顶柱/m	底柱/m
湘西金矿 沃溪矿区	矿房长轴 沿倾斜	(55~60)×5	间断矿柱 3 m×4 m, 沿倾斜相距 5 m	无	斜长 5~7
灵湖金矿	矿房长轴沿倾斜	(50~60)× (10~12)		2.5	3.0
潼关金矿 505 号脉 1498m II 号矿块	矿房长轴沿倾斜	32×12	连续矿柱宽 7 m	无	
潼关金矿 401 号脉 402-1 矿块	矿房长轴沿倾斜	60×7.5	连续矿柱宽 0.5~1 m		
大白阳金矿	矿房长轴沿走向	30×4	间断矿柱 2 m×2 m, 矿柱间距 5~6 m	3	5
张家口金矿 东坑 140m 9 块段	矿房长轴沿走向	矿房净宽 6~8 m, 矿房面积 100~ 120 m ²	间断矿柱 2 m× 2 m~2 m× 3 m,间距 2 m		
张家口金矿 东坑 1357m 5 块段	矿房长轴沿倾斜	(5~22) m× (4~12) m	间断矿柱 5 m×5 m, 间距 5~8 m	4	6

由表 9-23 可知,矿房的布置方式,按其长轴与矿体走向、倾斜的关系看,分为沿倾斜布置和沿走向布置两种。矿房的净宽(跨度)为 4 ~ 12 m,矿房的面积为 100 ~ 500 m²,顶板的稳固性与是否采用锚杆护顶有关。相邻矿房之间留有连续矿柱或间断矿柱。

9.4.3 回采工艺

各岩金矿山房柱采矿法回采工艺和有关参数见表 9-24。

表 9-24 房柱采矿法回采工艺

矿山名称	回采顺序及推进方式	落 矿	出 矿	顶板管理
湘西金矿 沃溪矿区	矿厚大于 5 m 时分层回采。以梯段工作面由上向下顺倾斜推进。下层超前回采 3 ~ 4.5 m。矿厚小于 5 m 时在拉底层(高 2 m)上一次回采	浅眼落矿,眼深 2 ~ 3 m, W=0.8 ~ 1.2 m,炮眼平行于底板,梅花形布置	用 20 kW 电耙出矿	主要依靠矿房两侧矿柱维护顶板。遇断层或局部不稳时留临时矿柱,或锚杆加固
灵湖金矿	以喇叭形工作面由上向下顺倾斜回采	浅眼落矿,炮眼方向与矿房中心线呈 40°角	用 30 kW 电耙出矿,耙斗容积 0.26 m ³	用楔管式锚杆护顶,锚杆长 2 m,锚杆网度 1 m × 1 m
潼关金矿 505 号脉 1498m II 号矿块	先对矿房切顶并打锚杆,然后由下向上逆倾斜分层回采矿房,最后回采矿房两侧矿柱	用 YGZ-90 型凿岩机钻中深孔,扇形布置,前倾 70°, W=1.6 m,孔深小于 10 m,孔径 60 mm,人工装药,非电微差雷管及导爆索复式起爆,每次爆破 1 ~ 2 排	大部分矿石(69.1%)在爆破时被抛入受矿巷道内,其余矿石在爆破前用电耙出矿	矿房回采前已切顶并打锚杆。锚杆网度(1 ~ 1.2) m × 1 m,锚杆为胀圈式金属锚杆
潼关金矿 401 号脉 402-1 矿块	以喇叭形工作面由上向下顺倾斜后退回采	浅眼落矿,炮眼与矿房长轴夹角 42°,眼深 3 m,排距 1 m,眼距 0.5 m,非电导爆管微差起爆,每次爆破 3 排	大部分矿石爆破时被抛入进路,在进路中用电耙出矿。未抛入进路的矿石用人工清理至进路中	主要靠矿房两侧矿柱支撑顶板。局部不稳时用锚杆加固
大白阳金矿	沿矿房长轴掘进路,然后由一端向另一端扩采至矿房宽度	浅眼落矿,眼深 1.5 m, W=0.8 m, W/d=20,炮眼平行布置	进路中用 7.5 kW 电耙耙运,再用 7.5 kW 电耙耙运装车	主要靠矿房两侧矿柱支撑顶板
张家口金矿东坑 140m 9 块段	沿矿房长轴掘进路,然后在进路两帮扩采至矿房边界	浅眼落矿,眼深 1.6 ~ 1.8 m,眼距 0.8 m	电耙出矿,有 15 kW 和 28 kW 两种,耙斗分别为 0.2 m ³ 和 0.3 m ³	主要用砂浆锚杆支护,锚杆长度 1.6 ~ 1.8 m,密度 0.8 ~ 1 根/m ² 。局部用木立柱及木棚支护
张家口金矿东坑 1357m 5 块段	先对矿房切顶并打锚杆护顶,然后以下向梯段工作面逆倾斜向上推进	浅眼落矿,眼深 1.8 ~ 2 m	电耙出矿,有 15 kW 和 28 kW 两种,耙斗分别为 0.2 m ³ 和 0.3 m ³	锚杆、金属网联合支护。锚杆密度 1.9 根/m ² ,金属网孔网度 5 cm × 5 cm 和 3 cm × 3 cm

由表 9-24 可知,岩金矿山应用的房柱采矿法,分为浅眼落矿和中深孔落矿两种。当用浅眼落矿时,若矿厚小于 4~5 m,采用单层回采,矿厚大于 4~5 m 时,采用分层回采。回采工作面的形式,分为上向梯段、下向梯段和喇叭形工作面等。工作面的推进方式,分为由上向下顺倾斜推进,由下向上逆倾斜推进及沿走向推进等多种方式。采场运搬用电耙,个别矿山应用爆力运搬。

顶板管理应用锚杆、不规则矿柱及木柱支护等。

9.4.4 主要技术经济指标

岩金矿山应用房柱采矿法的主要技术经济指标如表 9-25 所示。

表 9-25 房柱采矿法主要技术经济指标

矿山名称	矿块生产能力/ $t \cdot d^{-1}$	采切比/ $m \cdot kt^{-1}$	采矿损失率/%	矿石贫化率/%	炸药消耗/ $kg \cdot t^{-1}$	坑木消耗/ $m^3 \cdot t^{-1}$	备 注
湘西金矿 沃溪矿区	70	20.5	13.8~17.4	5~10	0.275	0.0002	
灵湖金矿	65	22	10.9	11.9	0.462	锚杆耗量 0.159 根/t	
潼关金矿 505 号脉 1498m Ⅱ号矿块	75	矿房 18 矿柱 33.34	14.5	8.35	0.48	锚杆耗量 0.468 根/t	
潼关金矿 401 号脉 402-1 矿块	45~50	40	15.2	20.2	0.46		
大白阳金矿	15~20	40	22	35	0.59	0.002	
张家口金矿 东坑 140m 9 块段			17	5.7	0.16~0.48	0.0014	
张家口金矿 东坑 1357m 5 块段	50.7	18.5	27.3	1.38	0.233	0.147	

由表 9-25 可知,矿块生产能力多数为 50~70 t/d。矿块生产能力较全面采矿法高,其原因在于应用房柱法时,一个矿块内可布置若干个矿房同时生产。采矿损失率多数为 15%~20%,矿石贫化率为 5%~35%,变化范围较大。

9.4.5 评述

房柱法在岩金矿山主要用于薄和极薄矿体中,因而回采工艺上以浅眼落矿的单层回采为主。该法在岩金矿山生产实践和试验研究中的一个重要趋势是,采用锚杆护顶以维护作业安全和降低损失贫化。如张家口金矿试验研究了杆柱房柱法。大大降低了采矿损失率、贫化率和坑木消耗,并针对不同的顶板稳定性,提出了不同的维护方式和结构参数。又如灵湖金矿,试验研究了“沿倾斜后退式锚杆护顶房柱采矿法”,由于使用锚杆护顶,并采取了合

理的结构参数与回采顺序,将房柱法用于顶板不稳定的条件下,取得成功,并在本矿得到推广应用。潼关金矿在505号脉1498mⅡ号矿块试验研究了“锚杆预控顶抛掷爆破房柱法”,在矿房回采之前,将顶板切开并用锚杆加固,保证了回采期间顶板的稳固性。张家口金矿在东坑1357m5块段的房柱法试验研究中,对极不稳固顶板采用了锚杆加金属网支护,取得较好效果。在顶板管理技术上,除应用各种形式的锚杆之外,一般还采用留不规则矿柱、木立柱支护等措施。由于黄金矿体中品位分布不均,变化很大,为了充分回收资源,不丢弃较富矿段,因而应用房柱法时所留矿柱一般都不规则,尽可能把贫矿或无矿段留作矿柱,这是岩金矿山应用房柱法时的一个特点。此外,在开采厚度小于1m的薄矿体时,为了降低贫化率,潼关金矿进行了选别回采房柱法的试验研究,将矿石贫化率由混采时的43%降低为20.2%,效果显著。在回采工艺方面,潼关金矿在对中厚矿体房柱法的试验研究中颇有特色,应用了中深孔落矿和抛掷爆破技术,大大提高了工效和矿块生产能力,对类似条件的矿山具有借鉴价值。岩金矿山应用房柱法的主要缺点是采矿损失率和贫化率较高(分别15%~20%和5%~35%),特别是当矿柱占矿量比重较高且不能充分回收时,采矿损失更高。因而如何进一步降低采矿损失和贫化,仍是今后房柱法应用和研究中的重要课题。

9.4.6 湘西金矿房柱采矿法实例

湘西金矿根据其矿床条件,采用了房柱采矿法。

9.4.6.1 开采技术条件

矿床成因类型属于中-低温热液充填石英脉矿床,成矿热液沿层间断裂充填形成矿脉。按矿脉形态分为层间石英脉、节理石英脉和网状石英脉三种类型。其中应用房柱采矿法开采的是网状石英脉矿体。其开采条件是:矿体厚度3~10m,平均4.5m;矿体倾角 20° ~ 30° ;矿石坚硬而稳固, $f=8\sim12$;顶底板围岩为板岩与蚀变板岩,不稳固至中等稳固, $f=4\sim7$;矿岩接触面明显,容易分离,易于识别;矿石含金品位3~5g/t;蚀变围岩局部含金2~3g/t。

9.4.6.2 采矿方法结构与采准切割

矿块沿走向长40~80m,垂高等于阶段高度25m,斜长55~60m。矿块划分为若干矿房和矿柱。矿房间距8m,矿柱尺寸一般为3m×4m,矿柱沿倾斜方向间距5m。矿房净跨度为5m。矿块底部留有底柱,底柱斜长5~7m,并在下阶段回采时回收。不留顶柱。采矿方法如图9-13所示。

采准切割工作包括在矿块两侧掘进矿块采准天井,在底板围岩中掘进运输平巷,由该平巷上掘放矿溜井通往各矿房。在放矿溜井上口沿矿体底板掘进切割平巷,在底柱中位于放矿溜井旁侧处开掘耙矿绞车硐室,沿矿房中轴线紧贴底板掘进切割天井。

矿房拉底从切割天井与切割平巷相交处开始,拉底高度2~2.5m,拉底宽度等于矿房净宽,沿倾斜方向拉底长度,可根据矿石稳固情况,采用分段拉底或一次拉底至矿房全长。分段拉底时每段长度一般为10~20m。拉底用浅眼,由切割天井的两侧沿走向凿岩扩帮。拉底采下的矿石,一部分用电耙耙出,暂留一部分在底板上,以便回采时站在矿堆上进行作业。

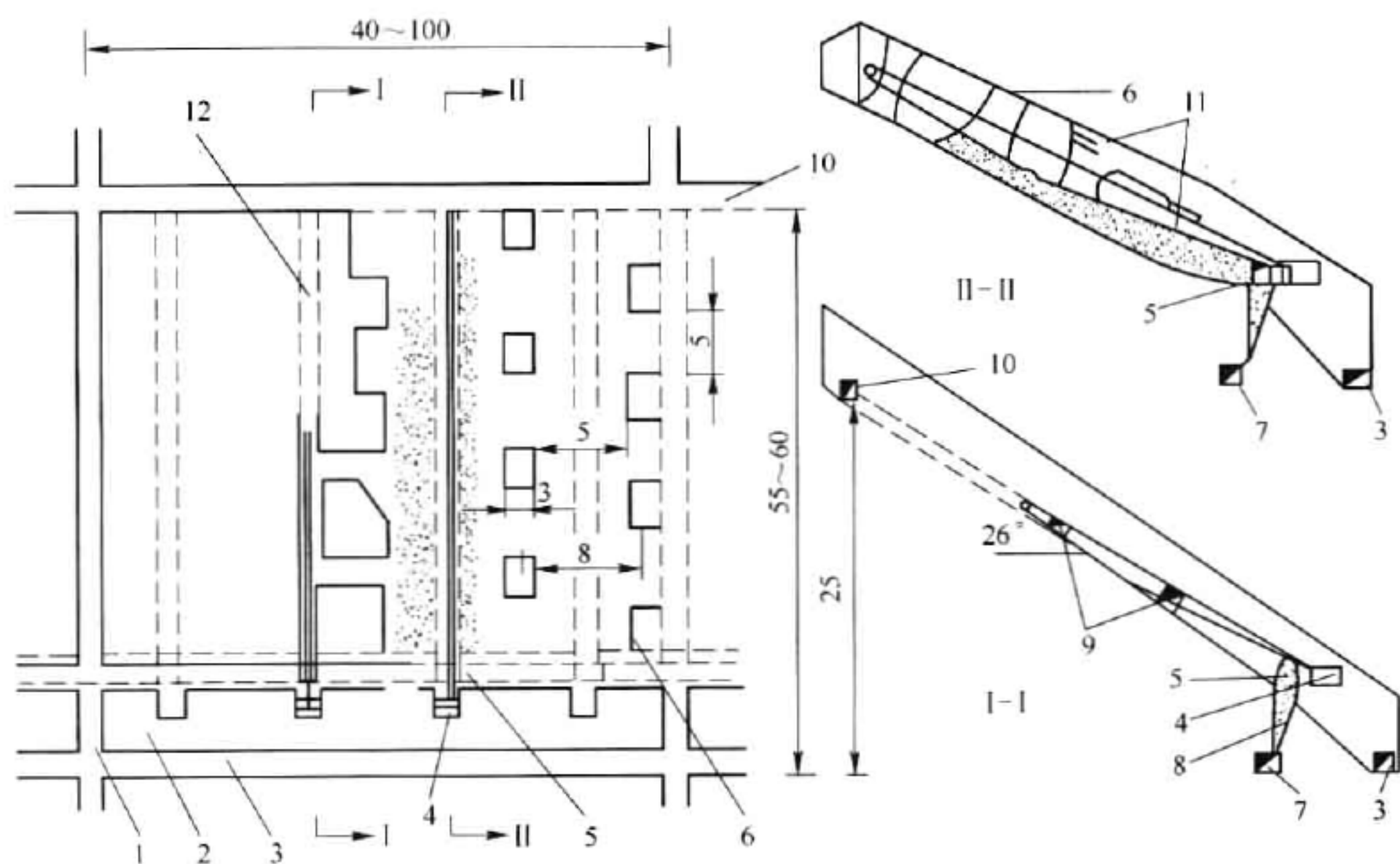


图 9-13 湘西金矿房柱采矿法

1—采准天井; 2—底柱; 3—阶段平巷; 4—耙矿绞车硐室; 5—切割平巷; 6—矿柱; 7—脉外平巷;
8—溜矿井; 9—横巷; 10—上阶段平巷; 11—回采炮眼; 12—切割天井

9.4.6.3 回采工作

A 落矿

拉底穿间以上矿体厚度小于3 m 时,采用一次浅眼落矿采全厚;若矿厚大于3 m,采用分层落矿。分层落矿时,回采工作呈梯段形,下梯段回采超前上梯段3~4.5 m。

凿岩用7655 型凿岩机,沿矿体倾斜钻凿平行于拉底空间的炮眼,炮眼布置形式为梅花形,眼深2~3 m,最小抵抗线0.8~1.2 m。

B 出矿

回采工作面用30 kW 电耙出矿,矿石经放矿漏斗装入底板运输巷道的矿车中。矿房回采结束大量出矿之后,清扫底板回收粉矿。

C 顶板管理

主要依靠矿房两侧的矿柱维护顶板。若在矿房回采中遇有断层或顶板局部不稳,则留临时矿柱,或以锚杆加固顶板。作业过程中要注意对顶板的观察,及时处理松石。

相邻矿房同时回采时,要保持10~15 m 的滞后距离,以利于顶板管理。

9.4.6.4 技术经济指标

湘西金矿房柱采矿法主要技术经济指标如表 9-26 所示。

表 9-26 湘西金矿房柱采矿法主要技术经济指标

指标名称	数 值	指标名称	数 值
矿房生产能力/t·d ⁻¹	70	矿石(矿房)贫化率/%	5~10
采切比/m·kt ⁻¹	20.5	掌子面工效/t·工班 ⁻¹	7~8
矿块总采矿损失率/%	13.8~17.4	炸药消耗/kg·t ⁻¹	0.275

9.4.6.5 评价

湘西金矿在开采网状矿脉时,原采用削壁充填采矿法,因矿体较厚,充填料来源困难,安全性差,工人体力劳动强度大,生产率低,成本高,后采用浅眼房柱法,提高了矿块生产能力,减轻了工人的体力劳动,降低了采矿成本,作业也较为安全。但房柱法的主要缺点是矿柱矿量占比例较大,且一般不回收,矿块的总损失率较高。对于开采品位较高的岩金矿床,在应用时应在保证作业安全的条件下,采取措施减少矿柱采矿损失,如以人工矿柱置换矿石矿柱,应用锚杆护顶等。

9.4.7 灵湖金矿房柱采矿法实例

灵湖金矿原应用普通房柱采矿法,逆倾斜向上回采,在采场内留 3 m × 3 m 规则矿柱,采矿损失贫化大,作业不安全。从 1988 年至 1990 年该矿进行了“沿倾斜后退式回采锚杆护顶房柱采矿法”试验研究,获得成功,并在全矿推广应用。

9.4.7.1 开采技术条件

矿床成因属层控岩浆热液再造矿床,矿体主要产于 F₅ 含矿断裂带中,含矿构造带经过多次构造复合,成矿之后又有压扭性断裂叠加,使断裂带内及其两侧围岩的构造裂隙极为发育。顶板围岩为混合岩、糜棱岩,围岩不稳固,其允许暴露面积约为 50 m²,矿体倾角 25° ~ 50°,平均厚度 2.63 m,矿石含金平均品位 5.39 g/t,属中等稳固。

9.4.7.2 采矿方法结构与采准切割

采场沿走向宽 10 ~ 12 m,倾斜长 50 ~ 60 m,阶段高度 25 m。底柱厚度 3 m,顶柱高度 2.5 m。采场中央布置一条上山(2 m × 2 m)道,作为扒矿巷道,兼作人行、通风和切割道。该上山的上部有通风联络小井与上阶段水平巷道相通,上山的下端布置有电耙绞车和硐室。相邻两个采场用两条中间联络道连通。试验采场的采矿方法见图 9-14,其中上山 I 和 II 分别为两个采场的出矿巷道,由于每个采场均有无矿带,故不另留房间矿柱。

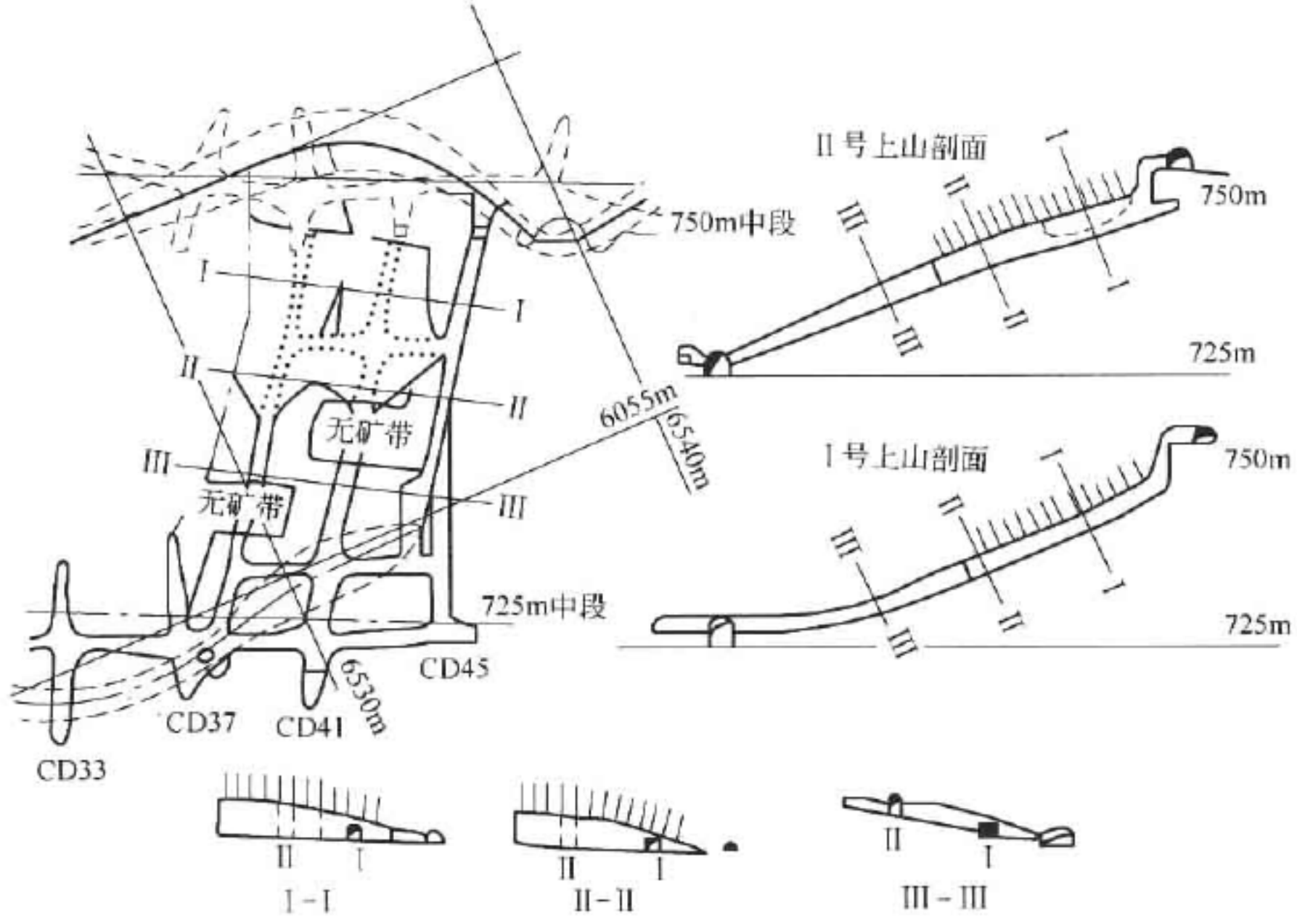


图 9-14 灵湖金矿沿倾斜后退式回采锚杆护顶房柱采矿法(试验采场)

9.4.7.3 回采工作

A 回采顺序

从采场上山的上端沿倾斜后退回采。首先,在上山的上端开辟呈 40° 的回采工作线,依次向下推移。图 9-14 为试验矿块的两个采场,同时回采。回采顺序为:① I 号上山开帮挑顶,退采 4~6m;②施工锚杆护顶;③回采 I 号采场下层矿;④ II 号上山挑顶安装锚杆;⑤ II 号采场回采上层矿;⑥打锚杆护顶;⑦回采 II 号采场下层矿,如图 9-15 所示。

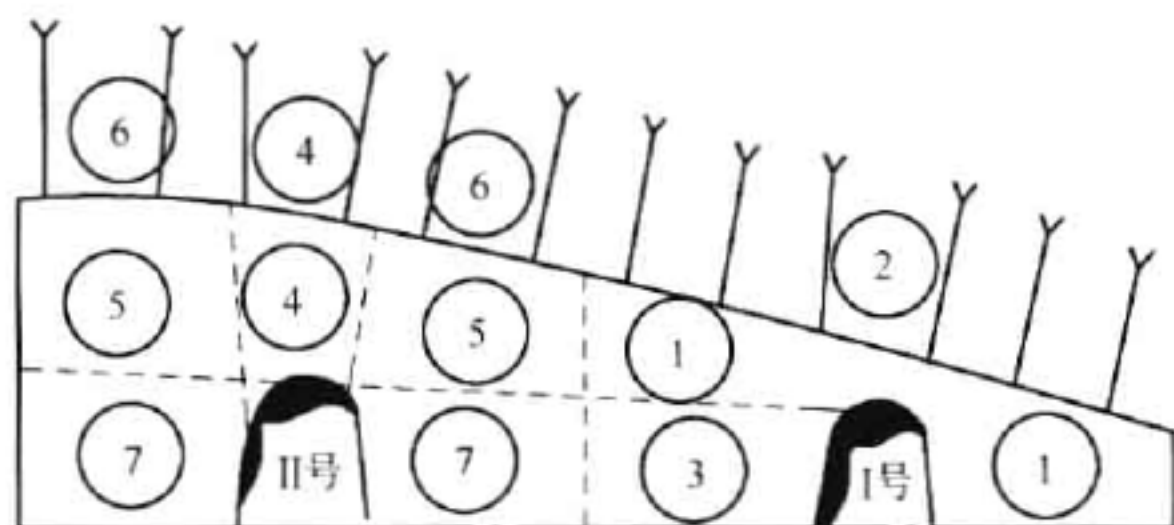


图 9-15 试验采场回采顺序

B 落矿

采用 YT-27 型凿岩机凿岩,孔径 40 mm,用硝铵炸药爆破。炮眼方向与上山轴线成 140° ,爆破后形成喇叭口工作面。

C 出矿

应用电耙沿上山向下扒矿,直接装入位于阶段运输平巷的矿车内。电耙绞车功率 30 kW,耙斗容积 0.26 m^3 。

D 顶板维护

由于围岩中节理裂隙发育,顶板不稳固,需要随着回采的进行及时维护顶板。顶板维护采用楔管式锚杆。

楔管式锚杆用 Q235 钢板卷制而成,如图 9-16 所示。杆体下部为开缝粗管,杆体管径 40 mm,长度 1000~1100 mm;杆体上部为开缝细管,直径 36 mm,长度 900~1000 mm,其上端装入两块三角楔体。锚杆施工时,采用 YSP-45 型凿岩机和 38 mm 的一字钎头钻锚杆孔,孔深比锚杆长 150~200 mm。借助于 YSP-45 型凿岩机和锚杆锤打器将锚杆装入孔中并将其锚固在岩石中。试验采场锚杆拉拔试验结果为:最大锚固力 12.74 kN,最小锚固力 5.10 kN,平均 7.15 kN。

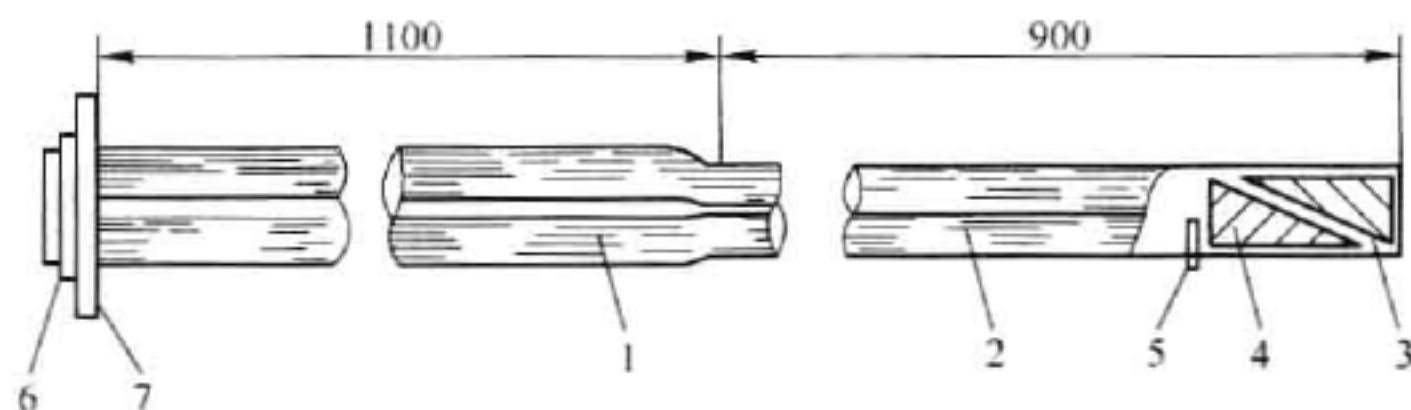


图 9-16 楔管式锚杆结构简图

1—开缝粗管; 2—开缝细管; 3—上楔体; 4—下楔体; 5—定位销; 6—挡环; 7—垫板

锚杆安装网度一般为 $1.0 \text{ m} \times 1.0 \text{ m}$,当顶板稳固条件更差为 $0.8 \text{ m} \times 0.8 \text{ m}$ 。

使用楔管式锚杆护顶后,顶板允许暴露面积由 50 m^2 扩大到 258 m^2 ,最大达 500 m^2 。

9.4.7.4 技术经济指标

灵湖金矿采矿方法主要技术经济指标(试验采场)如表 9-27 所示。

表 9-27 采矿方法主要技术经济指标(试验采场)

指标名称	数 值	指标名称	数 值
采场生产能力/t·d ⁻¹	65	矿石贫化率/%	11.9
采准比/m·kt ⁻¹	22	炸药消耗量/kg·t ⁻¹	0.462
副产矿量比重/%	16.4	锚杆消耗量/根·t ⁻¹	0.159
采矿损失率/%	10.9	锚杆制作及施工费/元·根 ⁻¹	20.5

9.4.7.5 评价

与该矿原用的逆倾斜上向回采房柱法相比,沿倾斜后退式回采锚杆护顶房柱法具有以下优点:

- (1) 沿倾斜后退回采,把已采空区留在上部,人员和材料的通行无须经过采空区,有利于作业安全和回采工作的正常进行;
 - (2) 应用楔管式锚杆护顶,避免了冒顶,实现了安全作业,扩大了采场的控顶面积;
 - (3) 降低了采矿损失与贫化;
 - (4) 应用电耙出矿,提高了出矿能力,减轻了工人的劳动强度。
- 该采矿方法适用于顶板不稳固的缓倾斜薄矿体开采。

9.4.8 潼关金矿房柱采矿法实例

潼关金矿根据其矿床条件,在使用房柱采矿法时,应用了锚杆预控顶和抛掷爆破技术。

9.4.8.1 试验矿块开采技术条件

试验矿块为 505 号脉 1498m 中段的Ⅱ号矿块。矿体厚度 7~15 m,矿体倾角 15°。上下盘围岩为黑云母斜长片麻岩, $f=12\sim14$,围岩接近地表,受风化作用影响,中等稳固。矿石 $f=8\sim12$,节理发育,中等稳固。矿石和岩石密度均为 2.7 t/m³。松散系数 1.7。矿石含金品位 7.89 g/t。本试验的目的在于研究围岩中等稳固条件下缓倾斜中厚矿体的采矿方法。

9.4.8.2 采矿方法结构与采准切割

试验矿块沿矿体走向长度 26 m,其中矿房宽度 12 m,两侧矿柱宽度各 7 m。矿块沿倾斜长度 32 m。采矿方法如图 9-17 所示。

在阶段运输水平,沿矿体下盘布置脉外电耙巷道,此巷道用作矿房及矿柱回采的出矿巷道。从电耙巷道向矿房开掘漏斗穿、斗井,将各斗井连接形成受矿堑沟。从受矿口水平沿矿房中心线,在矿房底板跨矿岩各半掘进中深孔凿岩巷道,并与布置在矿房上部的通风联络巷道贯通。从切割天井上口,在矿房中心线位置沿矿体顶板掘进切顶巷道,并与由通风联络巷道中掘进的联络天井贯通。贯通后扩宽至整个矿房顶部。将矿房顶部与顶板围岩切开,切顶高度约 2 m,然后以金属锚杆锚固。

矿房的切割槽位于切割平巷及切割天井所在的部位,此处矿石节理发育并有溶洞,稳固性不好。采用了中深孔、浅眼联合一次爆破拉槽。

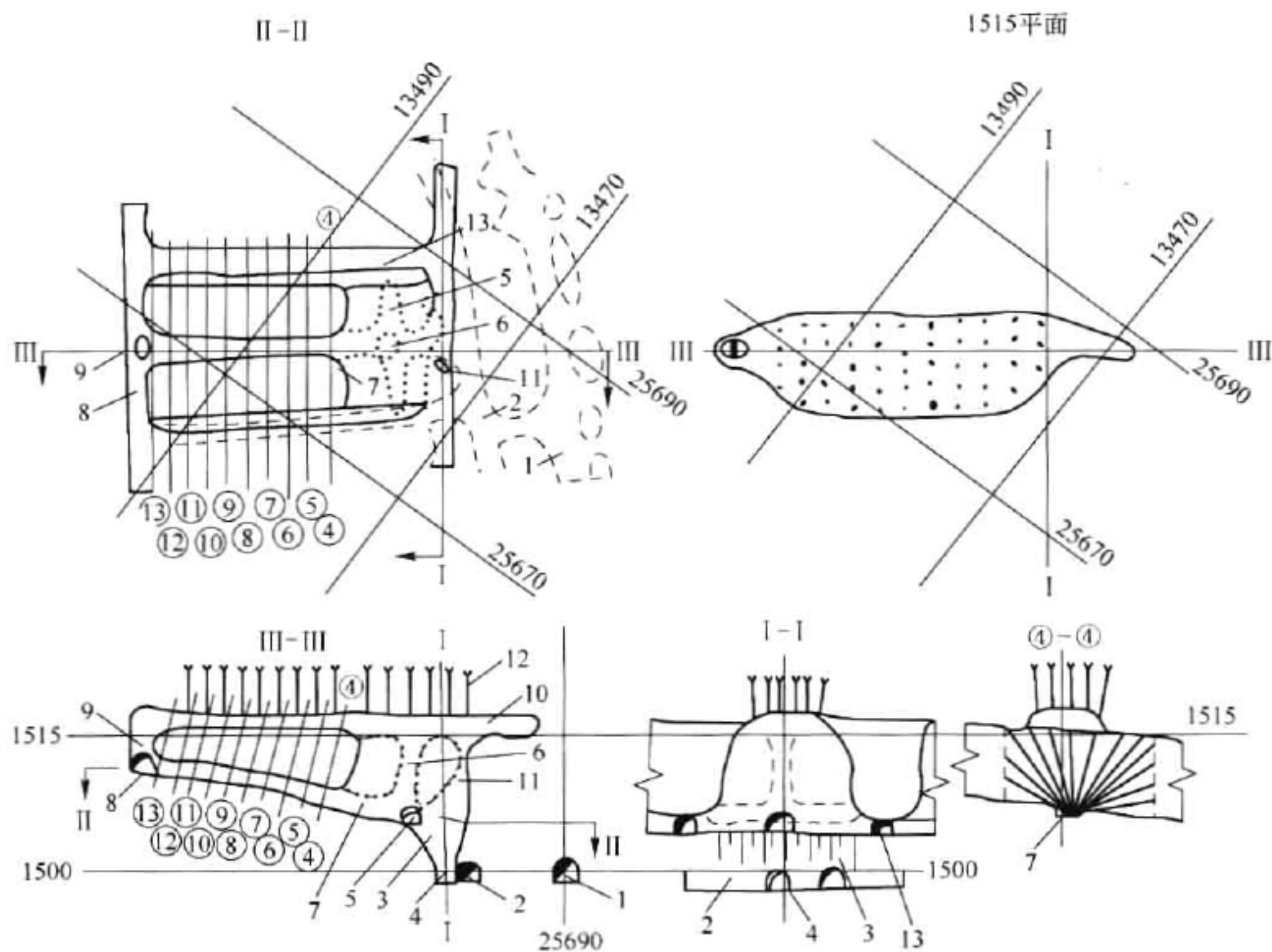


图 9-17 潼关金矿锚杆预控顶抛掷爆破房柱法

1—运输巷道；2—电耙巷道；3—受矿歪沟；4—斗穿；5—切割平巷；6—切割天井；
7—凿岩巷道；8—通风联络巷道；9—联络天井；10—切顶巷道；11—探矿天井；
12—锚杆；13—回采矿柱凿岩巷道；④~⑬—炮孔排面

9.4.8.3 回采工作

A 落矿

矿房回采应用中深孔抛掷爆破落矿。在凿岩巷道中钻凿中深孔,炮孔排面前倾 75°,扇形布置,最小抵抗线 1.6 m,孔底距 1.8 m,炮孔深度一般小于 10 m,孔底距切顶穿间 0.3 ~ 0.5 m。凿岩采用 YGZ-90 型凿岩机,配用 FJY-25 型雪橇式台架。钎头直径 60 mm。炮孔用人工装药,药卷 50 ~ 55 mm,装药系数 0.7 ~ 0.75。采用非电微差雷管及导爆索复式起爆。单位炸药消耗量 0.48 kg/t。炮孔崩矿量 4.6 t/m。矿房回采共进行九次中深孔爆破,各次爆破的矿石抛掷情况见表 9-28。

表 9-28 矿房回采抛掷爆破效果表

中深孔爆破			一次爆破崩矿量			抛掷量/t	电耙清底 矿量/t	抛掷率/%
爆破次序	一次爆破 排数	爆破排号	崩破厚度 /m	崩矿步距 /m	崩矿量/t			
1	2	1,2	13	3.2	1123.2	1100	23.2	98
2	2	3,4	12.5	3.2	1080.0	972	108.0	90
3	1	5	11.5	1.6	496.8	410	86.8	82.5
4	1	6	10.5	1.6	453.6	350	103.6	77.1

9.4.8.4 技术经济指标

潼关金矿试验矿块主要技术经济指标如表 9-29 所示。

表 9-29 试验矿块主要技术经济指标

编号	指标名称		指标	编号	指标名称		指标
1	矿块生产能力 /t·班 ⁻¹		75	4	中深孔凿岩台效 /m·班 ⁻¹		30
2	采矿损失率 /%	矿 块	14.5	5	采准比 /m·kt ⁻¹	矿 房	18
		矿 房	12.6			矿 柱	33.34
		矿 柱	21.6	6	每米炮孔崩矿量/t·m ⁻¹		4.6
3	矿石贫化率 /%	矿 块	8.35	7	锚杆消耗量/根·t ⁻¹		0.468
		矿 房	7.7	8	采出矿量/t	矿 房	6929
		矿 柱	11.2			矿 柱	4559

9.4.8.5 评价

本采矿法用于开采潼关金矿 505 号矿体的缓倾斜中厚矿段,表现出以下优点:

- (1) 矿房和矿柱回采应用中深孔,凿岩爆破作业均在巷道中进行,作业条件安全。
- (2) 矿房回采前与顶板围岩切开,并用锚杆对顶板进行全面加固,保证了回采期间顶板不冒落。
- (3) 应用中深孔落矿,比浅眼落矿工效高,一次落矿量大。
- (4) 应用抛掷爆破,大部分矿石借助爆力运搬至放矿堑沟内。
- (5) 矿房生产能力高。

该采矿法的主要缺点为:工艺较为复杂,对中深孔的设计和施工要求较高,矿房回采时抛掷爆破后残留底板的矿石不易清理。采矿损失率较高。

本采矿法的适用条件:缓倾斜中厚矿体,矿体倾角大于 15°,矿体赋存要素较为稳定规整,矿岩中等稳固以上。

9.4.9 张家口金矿房柱采矿法实例

张家口金矿自 1976 年以来,按原设计的壁式崩落法在北山试验两个矿块,未获得良好的效果,后改为进路回采的单层崩落法。该法在掘进进路时,留下规则的间断矿柱,当进路掘完后,采取后退式回收部分矿柱,在回采工作地点用矿柱控制顶板,而不进行人工放顶,这实质上已过渡到全面采矿法。

1980 年 7 月至 1983 年 1 月,东北工学院与该矿合作,根据该矿投产以来的生产实践,对已回采的采场顶板稳定状态与顶板岩层结构、断层节理分布关系,提出了全矿顶板稳定性分级,据此采取相应的顶板加固技术和确定采矿方法参数,根据矿体厚度,分别试验单层和分层回采的房柱采矿方法方案。

9.4.9.1 开采技术条件

张家口金矿床为热液裂隙充填型含金石英脉单脉型和蚀变岩型矿床,成矿于破碎带和挤压带内,近矿围岩主要为角闪斜长片麻岩和变粒岩,并受不同程度的绢云母化、碳酸岩化

和矽化作用。在石英脉间断处,常有蚀变岩型矿床。石英脉最厚达 8.15 m,最薄仅为 0.28 m,平均厚为 2.27 m。

矿体形态十分复杂,厚度和倾角变化很大,矿石品位分布极不均匀,呈透镜状缓倾斜产出。走向长和倾向宽最大为 800 m(断续矿体),矿体最长约 450 m,最短仅数米。矿体倾角为 $14^{\circ} \sim 20^{\circ}$,平均为 17° 。

矿体内成矿后受多期构造运动,断层十分发育,沿矿体走向平均每 5~7 m 就有 1 条断层。节理、裂隙也十分发育。矿体和近矿围岩呈碎裂状结构。

9.4.9.2 采矿方法试验方案

应用房柱采矿法的关键技术在于搞好顶板管理。当矿体的厚度小于 2.5~3.0 m 时,采用单层回采方案。根据顶板稳定情况,采取相应的顶板管理方法:顶板构造破坏少完整性好的较稳定薄矿体,主要靠矿柱支撑顶板而矿房可不支护或进行局部锚杆支护;顶板有少量构造破坏完整性较好的中等稳定的薄矿体,可用锚杆或锚杆桁架支护矿房;构造破坏较多的较破碎不稳定顶板或构造破坏严重不稳定顶板,应采取超前锚杆预支护或锚杆和金属网联合支护。

对于中厚矿体(厚度大于 2.5~3.0 m),在回采矿房前,先切顶并用锚杆或锚杆加金属网支护顶板,然后下向梯段式回采矿房。

矿房长轴沿矿体倾向布置,在矿房中央掘进切割上山,与上阶段平巷相通。逆倾斜回采矿房,并回采矿柱间断部分。同时对矿房进行锚杆支护。矿房回采结束后,按顶板稳定条件自上而下地回收部分矿柱。采下矿石用电耙运至运输巷道装车。工人始终在有矿柱和支护矿房顶板下作业,工作安全。

矿房按一定顺序回采,回采结束的矿房即封闭,经过一定时间后,顶板自然塌落,自行处理采空区。

9.4.9.3 薄矿体房柱采矿法试验

A 试验矿块地质条件

矿体厚 0.6~1.6 m,倾角 $6^{\circ} \sim 15^{\circ}$,倾斜长 56 m,走向宽 8~20 m。矿石中等稳定,平均品位 8.5 g/t。顶底板为蚀变片麻岩,中等稳固。矿体与顶板接触明显,在矿块内无大的断裂构造破坏。

B 采准切割工作

试验矿块采准极其简单,原有探矿巷道基本都可以利用,1401 m 岔巷可做运输巷道,探矿上山可做主耙道,上部探矿水平可做回风巷道,只在矿体下部近矿体边界处,掘 5 m 联络道做回采下部矿房的回风巷道。

切割也很简单,对每个矿房来说,从上山向矿房边界掘进路,规格为 2 m×2 m,上山和进路用锚杆支护,支护密度为 $0.8 \sim 1.0 \text{ m}^2/\text{根}$ 。

C 回采工作

最上部矿房的矿体较薄,仅为 0.6 m,采用抽采方法回采,其余矿房采幅为 1.7 m 左右。

按由上至下的顺序于矿房进路两侧扩帮,直至矿房边界,然后形成间断矿柱。矿房顶板用锚杆支护,长为 1.6~1.8 m,支护密度为 $0.8 \sim 1.0 \text{ m}^2/\text{根}$ 。

凿岩用 7655 型凿岩机,孔深 1.6~1.8 m,间距 0.8 m。出矿先用 5.5 kW 电耙将矿石运至上山,然后用 13 kW 电耙倒运至运输巷道装车。

矿石贫化率因未做矿样化验,无法计算,但据现场观测,回采时顶板未发生冒落,也未残留矿石,由于底板岩石松软,主耙道的大耙斗将底板破坏混入矿石中,耙深约 0.5 m,估算的矿石贫化率约为 5.7%。试验矿块回采状态,如图 9-19 所示。

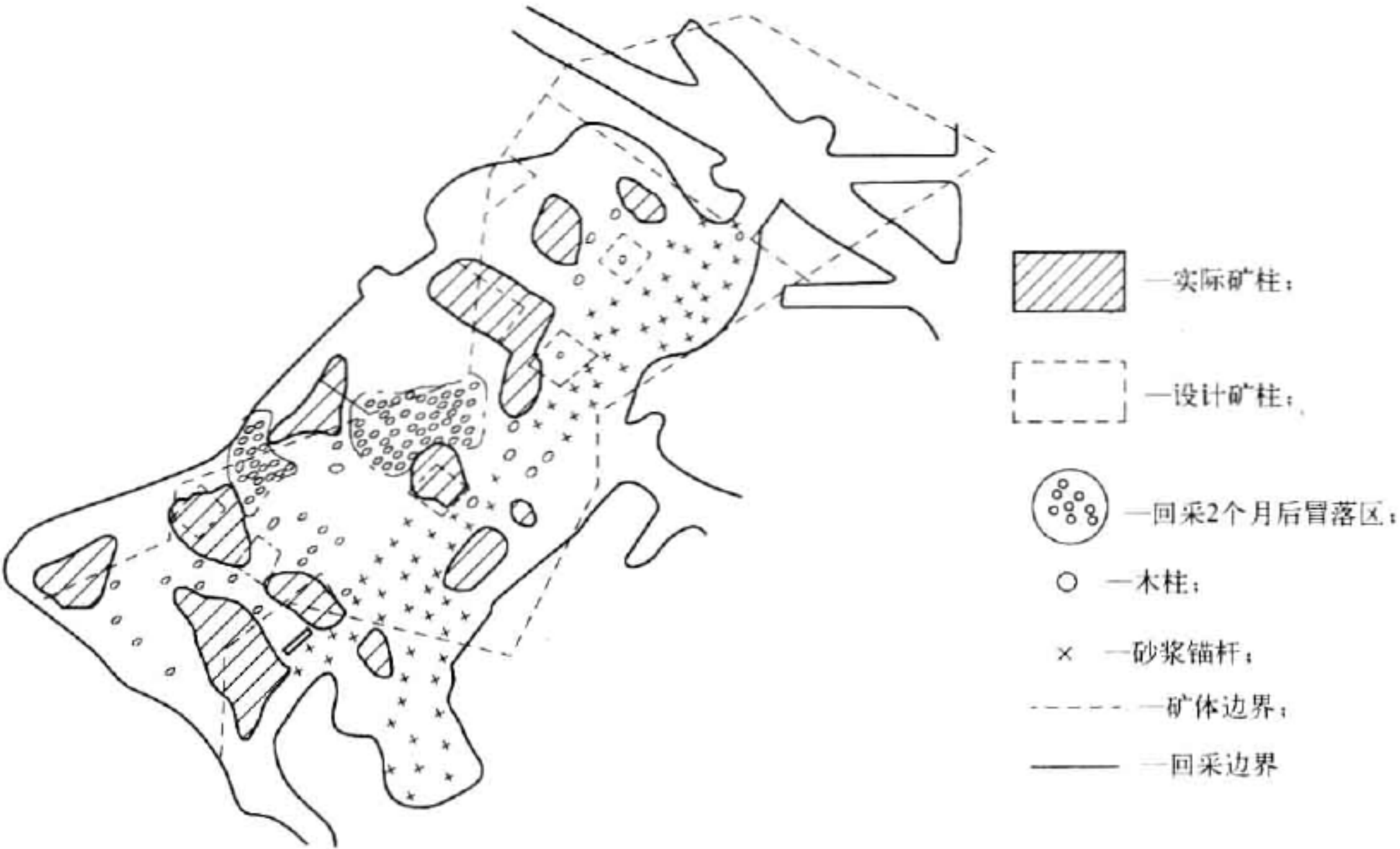


图 9-19 张家口金矿薄矿脉房柱采矿法试验矿块

矿房Ⅱ、Ⅲ回采结束 3 个月后,由于局部地质构造破坏,两处发生塌落,冒落形态基本相似(见图 9-20)。冒落后顶板形成三角形的光滑斜面,受局部构造作用十分明显,冒落范围受两侧矿柱所限,而矿柱未见受压现象。据此,矿柱对控制冒落范围、防止大面塌落,是保证矿房正常回采的必要措施。另两个矿房,因暴露面积较小,顶板完整性较好,暴露 10 个月后,仍呈稳定状态。

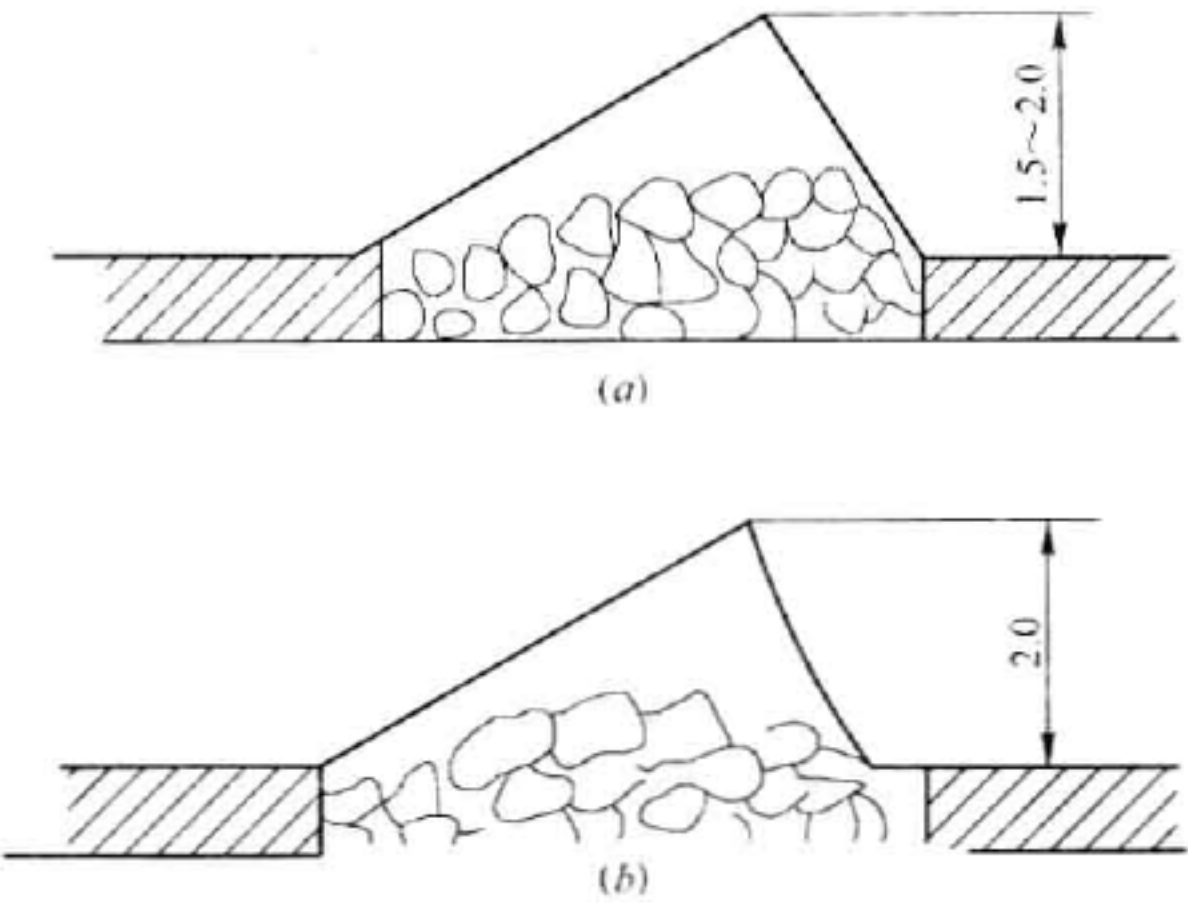


图 9-20 顶板局部冒落示意图
(a) 矿房Ⅱ冒落区; (b) 矿房Ⅲ冒落区

9.4.9.4 中厚矿体房柱采矿法试验

A 试验矿块开采技术条件

试验矿块为石英脉型矿床,面积为 753 m^2 ,矿体埋深为 $50 \sim 60 \text{ m}$,平均厚度为 5.2 m ,倾角为 $6^\circ \sim 15^\circ$ 。在矿块内有 F_{16} 、 F_{17} 断层穿插。矿石和围岩蚀变、风化严重,节理裂隙十分发育,稳固性差。

矿石平均品位 3.62 g/t 。矿块形态呈上大下小的倒三角形,不利于采准巷道布置。另外,试验矿块处于斜井甩车道附近,矿块下部(1357 m)和上部(1370 m)巷道,负担全坑的运输和通风任务,需要留顶、底柱保护。

B 矿块结构参数

试验矿块垂高 13 m ,斜长 42 m ,矿房宽度为 $4 \sim 12 \text{ m}$ (预计为 5 m),矿房间留间断矿柱 $5 \text{ m} \times 5 \text{ m}$,间距 $5 \sim 8 \text{ m}$ 。估算矿柱承受上覆岩层的最大荷载为 $5.0 \sim 6.0 \text{ MPa}$,矿柱的宽高比为 $0.6 \sim 1.2$ 。因此,矿柱具有较大的强度和稳定性。

为保证上下部巷道,留顶、底柱分别为 4 m 和 6 m 。

C 采准布置

为避免影响 1357 m 主运巷道,从该巷道向试验矿块底板掘进运输岔巷,用溜井和耙矿上山与各矿房连通。由各矿房的下端向上掘垂直切割天井至矿体顶板,在顶板下掘切割横巷至矿房边界,且贯通各矿房,以便行人和运搬小型电耙,在每个矿房下端开掘电耙绞车硐室。在顶板下从各矿房中心浅掘切割巷道,并与 1370 m 巷道贯通。

矿块采准巷道总长 167.6 m ,采准比为 18.7 m/kt 。

D 切割工作

以切割井和切割横巷作自由面,用浅孔下采和扩帮,开成 1.5 m 宽的切割槽。采下矿石溜至矿房下部耙出。

以切割巷道为自由面,从切割槽侧向上用浅孔扩帮形成高 2 m 的切顶层,采下矿石用 5.5 kW 电耙运至矿房下部耙出。

E 回采工作

随切顶工作的进行,立即安装锚杆或锚杆加金属网,锚杆深 $1.8 \sim 2.0 \text{ m}$,锚杆密度 $0.53 \text{ m}^2/\text{根}$ 。每条金属网长 20 m 、宽 1 m ,孔网 $5 \text{ cm} \times 5 \text{ cm}$ 或 $3 \text{ cm} \times 3 \text{ cm}$,相邻金属网搭接 $5 \sim 10 \text{ cm}$ 。锚杆支护面积只占矿房暴露面积的 $46\% \sim 93\%$ 。

按下向梯段 $2 \text{ m} \times 2.5 \text{ m}$ (高 \times 宽)进行回采。用 7655 型凿岩机钻凿水平孔,孔深 $1.8 \sim 2.0 \text{ m}$ 。用 2 号岩石炸药引爆。

采下矿石借自重溜到矿房下部,矿房 I、II 用 15 kW 和 28 kW 电耙倒运至溜井装车,矿房 III、IV 用 28 kW 电耙直接耙至溜井装车。

各矿房均能形成贯穿风流,通风良好。

大部分矿房采后 $1 \sim 2$ 个月,因直接顶板脱层而发生局部自然冒落。回采顺序从上部向下部矿房(即从 I \sim IV)进行,极便于封闭采空区。

试验矿块顶板支护情况见图 9-21。

F 顶板加固效果

试验矿块共发生 6 次顶板冒落,其中 2 次分别发生在矿房 III 和 IV 回采末期,其余 4 次均发生在矿房回采结束后一段时间或在回收矿柱不久之后。顶板冒落情况见表 9-30。

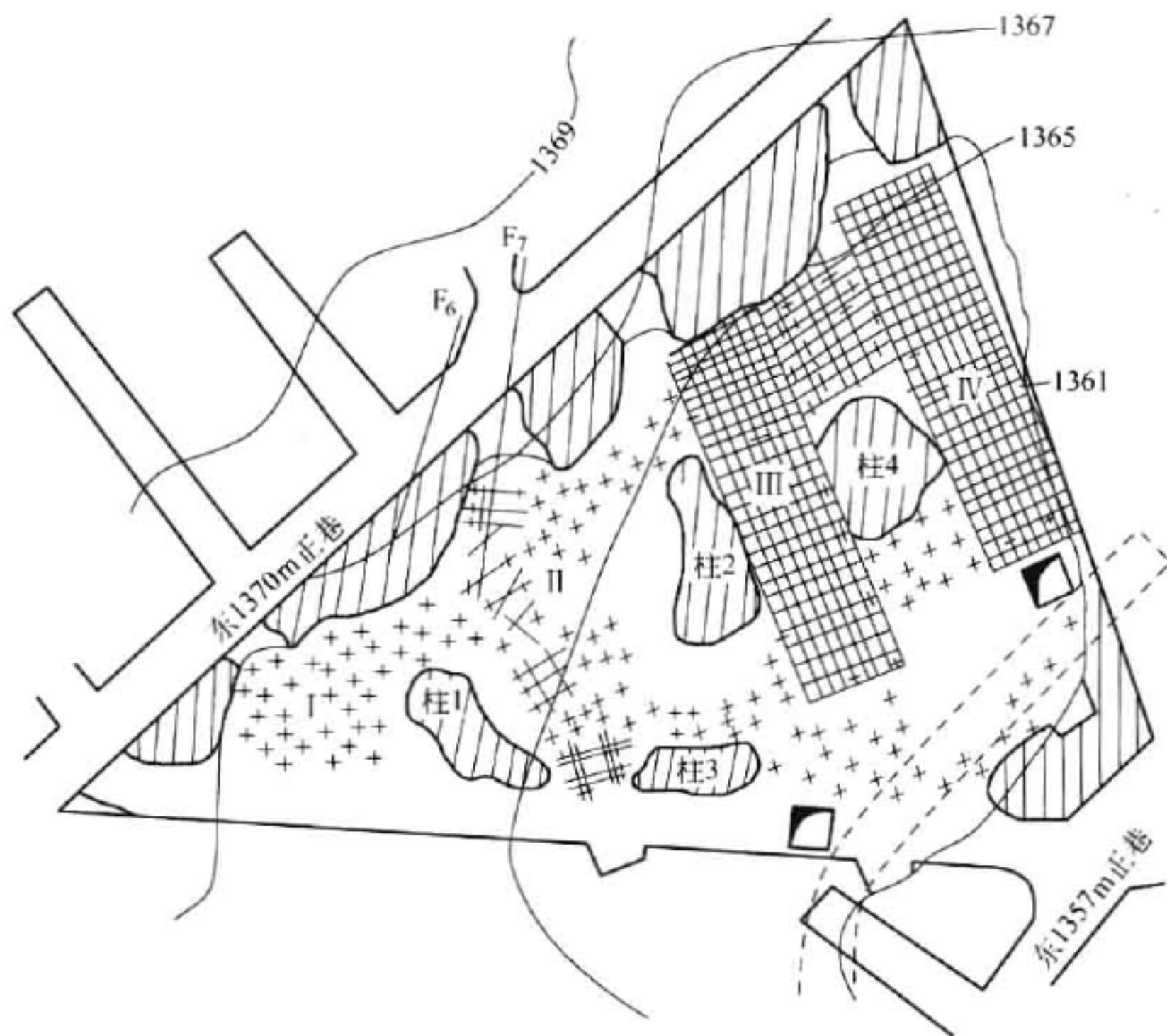


图 9-21 顶板支护示意图

× — 涨壳式锚杆；▦ — 锚杆 + 金属网；I ~ IV — 矿房编号

表 9-30 矿房顶板冒落统计

序 号	冒落地点	面积/m ²	高度/m	冒落主要原因
1	矿房Ⅲ上部	12	2	四周破碎,石英脱落
2	矿房Ⅱ上部	40	2.7	有两条断层,3~4组破碎带顶板破碎
3	矿房Ⅰ下端	14	1.5	暴露时间过长,电耙上山顶部未支护
4	矿房Ⅱ上部	21	3.5	在第二次冒落范围内局部向上发展
5	矿房Ⅳ下端	12	2	部分锚杆挂电耙滑轮
6	矿房Ⅳ矿柱	42	2.5	回采矿柱5时装药量过大

在切顶的范围内,基本上全部用锚杆或锚杆加金属网进行支护,保护了矿房的安全正常回采。在回采部分矿柱后,因扩大了顶板暴露面积,且无法补充加固。在这种情况下,发生顶板冒落是必然的现象。

在试验采场破碎顶板及其暴露面积为 80 ~ 160 m² 的条件下,用锚杆和锚杆加金属网支护顶板时间长达 42 ~ 86 d 之后,顶板才发生局部冒落,每个矿房正常回采时间只需 10 ~ 15 d (包括回收部分矿柱),而切顶和支护顶板时间却达 27 ~ 32 d。因此,应完善切顶和支护工艺,提高其速度和质量,同时,应根据顶板稳定情况并按合理的顺序,确定矿柱回收的可能性及其回采量,则顶板加固效果更加明显,切顶和回采作业的安全更能得到保证。

9.4.9.5 主要技术经济指标和试验效果评价

薄矿体和中厚矿体房柱采矿法试验矿块,取得的主要技术经济指标见表 9-31。

表 9-31 房柱采矿法试验矿块主要技术经济指标

指标名称	薄矿体	中厚矿体
平均生产能力/t·d ⁻¹		50.7(最高127.0)
电耙出矿能力/t·d ⁻¹		104.3
平均采矿工效/t·工班 ⁻¹	2.1~4.13	3.31(最高月平均4.61)
采准比/m·kt ⁻¹	很小	18.5
采矿损失率/%	17	26.3
矿石贫化率/%	5.7	1.38
锚杆单耗/根·t ⁻¹		0.155
金属网单耗/m ² ·t ⁻¹		0.035
炸药单耗/kg·t ⁻¹	0.16~0.43	0.233
坑木消耗/m ³ ·t ⁻¹	1.14	0.147

从两个矿块试验结果,可以得出下列结论:

(1) 对于顶板完整性较好构造破坏较少的较稳定顶板的薄矿体条件,留下 10% ~ 15% 的规则矿柱,并将矿房顶板暴露面积控制在 150 ~ 200 m²,用砂浆锚杆全面支护矿房,锚杆密度为 1.0 ~ 1.2 m²/根,锚杆深不小于 1.6 m,可保证矿房安全地正常回采。

(2) 对于顶板稳定性差的中厚矿体,在搞好顶板控制的前提下,可成功地应用房柱采矿法。控制顶板的方法是:

- 1) 在矿房回采期间,必须留适量的矿柱承担上覆岩层的荷载(矿柱比重为 20% 左右,宽高比为 0.6 ~ 1.2),同时要控制每个矿房的顶板暴露面积(不大于 150 m);
- 2) 矿房切顶后要及时用锚杆和锚杆加金属网全面支护;
- 3) 提高切顶、支护和回采强度,使顶板暴露时间不超过 30 d。

(3) 矿房回采结束后,根据顶板稳定情况,决定部分回收矿柱的可能性和回采矿量,同时按合理的顺序回采矿柱,以提高回采率对采后的矿房要进行封闭,用局部自然塌落方法处理采空区。

9.5 留矿采矿法

9.5.1 留矿采矿法在中国岩金矿山应用的基本情况

留矿采矿法在中国岩金地下矿山应用最早、最成功和最广泛的采矿方法,这是因为:

(1) 中国岩金矿床多为石英脉型和石英脉-蚀变岩过渡型,而且矿岩稳固的急倾斜薄矿脉占较大的比重,符合留矿采矿法开采的技术条件。据 53 个矿区的调查统计资料表明,岩金矿床矿岩稳固的占 28%,急倾斜的占 32.2%,薄矿脉占 63.4%。符合留矿采矿法开采条件的占 30% 左右。

(2) 应用留矿采矿法几十年的生产实践证明,该采矿法具有采场结构和回采工艺简单、所需的设备少、生产管理方便、工人容易掌握等突出优点,因此,它在中小型矿山,特别是乡镇地方企业深受欢迎。由于中国岩金矿床规模小,分布广,岩金地下矿山的规模也多为中小型。据 1988 年的统计资料生产矿山中,中型矿山占 12.23%,小型矿山占 82.53%;在建矿

山中,中型矿山占 11.96%,小型矿山占 86.13%。中小型矿合计占 94%~98%。

目前或曾使用留矿采矿法的岩金矿山,主要有招远、小西南岔、夹皮沟、五龙、二道沟、金厂峪、乳山、哈图和龙水等金矿,这些矿山的矿体多为石英脉型属急倾斜的矿脉,矿岩中等或中等以上稳固(见表 9-32)。

表 9-32 使用留矿采矿法主要矿山的开采技术条件

项 目	招 远	小西南岔	夹皮沟	五 龙	二道沟	乳 山	金厂峪
矿脉类型	石英脉	石英脉	石英脉	石英脉	蚀变脉	石英脉	石英脉
矿脉倾角/(°)	75~85	55~80	55~75	50~85	70~80	70~85	76
矿脉厚度/m	1.0~1.5	2~2.38	0.8~3.0	1.5~2.0	0.53	0.74~2.10	1.0~6.0
矿石稳固性	较稳	较稳	中等以上	稳固	中等以下	稳固	稳固
围岩稳固性	较稳	极不稳固	中等	稳固	中等以下	稳固	稳固

阶段高度一般为 40 m,矿块长 40~60 m,留有底柱、顶柱和间柱。大都采用平底电耙出矿底柱结构,上向炮孔落矿,从采场底部进行局部放矿和大量放矿。采用大爆破方法回收矿柱,采空区有的嗣后用废石充填,但很多矿山任其自然冒落,不予处理。留矿采矿法的主要技术经济指标见表 9-33。

表 9-33 留矿采矿法主要技术经济指标

指 标	招 远	小西南岔	夹皮沟	五 龙	二道沟	乳 山	金厂峪
矿块生产能力 /t·d ⁻¹	35~45	35~50	50~60	50~120	40~52	50	50~150
采矿工效 /t·工班 ⁻¹	6~10	5.0	7.1	11~16.5	7.91	5.0	17.43
采准比 /m·kt ⁻¹	25~40	31.3	20~25	18	43.5	14	10~15
采矿损失率 /%	8~15	10~13	15~20	6.6~30	10~15	9.7	4.88
矿石贫化率 /%	20~40	30~40	35~45	13~40	30~35	19	23.67
炸药消耗 /m ³ ·万吨 ⁻¹	0.42~0.5	0.37	0.5	0.48~0.55	0.38	0.48	0.32
木材消耗 /m ³ ·万吨 ⁻¹	0.03	0.045	0.035	0.027	0.04	0.03	0.6
采矿直接成本 /元·t ⁻¹	6.25	4.24	8.08	—	6.48	5.37	3.23

9.5.2 使用留矿采矿法的矿山技术进步和主要科研成果

近 20 年来,由于岩金矿山采矿技术不断进步,留矿采矿法在结构参数、采准布置、回采工艺以及使用范围等方面,不断改进和完善,形成不少留矿采矿法的变形方案,大幅度地降

低采矿损失与贫化,扩大该采矿法的使用范围。

留矿采矿法的技术进步和科研成果,可归纳为以下几个方面:

(1) 完善矿房的底部结构。招远和五龙金矿等在长期生产实践中,对矿房的底部结构不断改进,减少卡漏事故,提高出矿效率和降低底柱的采矿损失。例如,改普通漏斗结构为电耙或装岩机出矿的平底结构,用振动放矿机放矿代替木漏斗放矿,人工底柱取代矿石底柱等。

(2) 完善矿柱回采方法或无矿柱开采。五龙金矿试验的矿房和矿柱同步回采的新工艺,简化了工艺过程,改善了矿柱回采的作业条件,提高了矿柱矿石的回采率,为留矿采矿法矿柱回采提供了新的途径。平度市金矿无矿柱留矿采矿法的实践,为条件类似的岩金矿山提供了成功的经验。

(3) 应用控制爆破技术回采矿房。当矿石顶板不够稳固,用上向炮孔落矿后,撬碴量大且不安全。金厂峪金矿改用水平炮孔控制爆破或平立交替控制爆破落矿,效果良好,提高了采矿工效,降低了大块产出率,改善了矿房作业条件。东桐峪金矿采用水平孔控制爆破,以减少对不稳固围岩的破坏作用。

(4) 研制适应矿脉形态变化的变形方案。五龙金矿在矿体倾角局部变缓部位布置双层耙道出矿或用水力冲运矿石出矿,以减少矿石在倾角较缓部位的滞留和损失。招远金矿对分支复合复杂矿脉或端部三角形矿脉,提出与分支矿脉相适应的采准布置方式和回采方法或斜电耙道出矿方法。

(5) 创造出适应围岩不稳固的留矿采矿法变形方案。东桐峪金矿回采 Q_1 号围岩不稳固矿脉,试验成功了“静态”留矿采矿法,矿房回采过程的局部放矿不是从采场底部,而是从矿堆表面耙入位于矿房一端的局部放矿溜井中放出。这样,矿房在回采时存窿矿石处于静止不动状态,能较好地支撑围岩,防止其变形破坏。夹皮沟金矿也试验过这种方案,获得良好的效果。留村金矿在采场中央设置钢板溜井进行局部放矿,二道沟金矿在采场中构筑废石井支护围岩,招远金矿的“低阶段”回采等,都是用存窿矿石或局部废石,支撑围岩防止其脱落的留矿采矿法变形方案,从而使留矿采矿法能应用于围岩(特别是上盘)不稳固的条件,扩大了留矿采矿法的使用范围。

(6) 创造出适用于极薄矿脉的削壁留矿采矿法。

(7) 矿石悬顶的处理。在矿房回采时期,由于某种原因,局部放矿经常出现悬顶现象,使在矿堆表面作业人员造成安全隐患。哈密金矿对矿石悬顶原因分析和处理方法,为消除上述安全隐患,提供了实际经验。

(8) 岩金矿山空场采矿法的空区处理技术,多种多样,为安全生产与提高地质资源利用率发挥了重要作用。

9.5.3 留矿采矿法存在的主要问题

经过几十年的生产实践和科学研究,留矿采矿法已经取得很大改进,并扩大了它的使用范围,但仍存在下列主要问题:

(1) 在矿房回采时期,撬顶、二次破碎和平场量大,劳动强度高,作业安全性差。这些作业对于中小型岩金矿山,在现阶段几乎不可能实现机械化作业。

(2) 回采厚度较大的薄矿脉(2~5 m)时,一般必需留矿柱(如构筑人工底柱时,要留间

柱和顶柱),矿房留矿大放矿后,再用大爆破方法回采矿柱,则采矿损失与贫化均很大,而采用五龙金矿矿房矿柱同步回采经验,对矿脉走向延长较大的连续矿体,工艺上又很复杂,一般难以掌握。

(3) 目前地下岩金矿山用留矿采矿法回采后,在地下残留大量的采空区,一般都未作任何处理,这是极大的安全隐患,如不引起重视,发生重大损失的事故是必然的。

9.5.4 进一步完善留矿采矿法的途径和其发展前景

由于中国岩金矿脉赋存特征所决定(急倾斜薄矿脉占较大的比重),留矿采矿法作为一种成熟的采矿法,必然有其广阔的应用前景。

根据留矿采矿法当前存在的问题,应从以下几个方面进一步完善:

(1) 根据矿体的开采技术条件,正确地选用留矿采矿法。矿体倾角大于 60° ,矿厚 $0.8 \sim 4.0$ m,矿岩稳固为使用留矿采矿法的最佳条件,倾角变缓时,由于矿石在下盘滞留放矿困难,应演变为全面留矿采矿法,倾角局部变缓时,按五龙金矿经验采用水力冲矿、双层耙道出矿的变形方案,矿厚小于 0.8 m 时,改用削壁充填采矿法,矿厚大于 4.0 m 时,应采用上向分层充填法;而矿厚 $0.4 \sim 2.0$ m 时,不留矿柱, $2.0 \sim 4.0$ m 矿脉走向长度不大,推广矿房和矿柱同步回采的经验,围岩(特别是上盘)不稳固时,矿房回采要用控制爆破落矿(金厂峪金矿经验)和“静态”留矿(东桐峪金矿经验)变形方案或局部充填留矿采矿法(二道沟金矿经验)方案;矿石和围岩均不稳固,含金品位较高时,应改用下向胶结充填采矿法(前河金矿经验)。

(2) 研究矿柱回采方法。由于大爆破回采矿柱方法,采矿损失和贫化很大,一般来说,这种方法不适合高价值矿石开采。在必须留矿柱条件下,目前又无恰当的工艺,而矿柱又占较大的矿量,开展这方面的实际研究工作,对充分利用资源,有很大的现实意义。

(3) 简化采场结构和回采工艺。不留和少留矿柱是简化结构的重要方面。平底电耙道或装岩机出矿是较好结构形式;不留间柱而构筑顺路天井,可以省掉掘进矿房两侧的联络道(掘进这些短巷道劳动强度很大);顶底柱合一的人工矿柱,对金矿开采来说,是重要的实际课题。平立交替控制爆破落矿方式,可以简化撬顶平场体力劳动繁重的作业的工序,应进一步进行研究和推广。

(4) 处理采空区。平度市金矿每隔一个阶段构筑一层 $0.5 \sim 1.0$ m 厚的钢筋混凝土矿柱,用废石或尾矿嗣后充填采空区,金厂峪金矿从空区向地表开“天窗”的经验,很值得借鉴,根据采空区不同的存在状态,研究相应的处理方法,以预防岩体突然大面积冒落所造成的重大事故发生。

9.5.5 招远金矿留矿采矿法实例

招远金矿根据其矿床条件,采用了留矿采矿法。

9.5.5.1 开采技术条件

招远金矿床为中温热液充填含金石英脉和蚀变岩矿床,由多条矿体组成。矿脉分支复合、膨胀、尖灭、侧现等现象十分普遍。多数矿脉为急倾斜薄及极薄矿体,走向 $30^\circ \sim 50^\circ$,长 1000 m 以上,倾角大于 65° ,矿体平均厚度小于 1.5 m,延深大于 300 m。矿石类型为石英脉和蚀变岩型,围岩为蚀变花岗岩,矿岩较稳固。矿岩界限明显,但矿化不均匀。

9.5.5.2 留矿采矿法在招远金矿应用的基本情况

留矿采矿法是招远金矿玲珑矿区和九曲矿区自 1956 年投产以来一直采用的基本采矿方法。多年的生产实践,使这种采矿方法在结构参数方面日臻完善,使用范围方面也不断扩大。用留矿采矿法采出的矿量,占全矿该类矿脉采出矿石总量的 80%。

A 主要方案和结构参数

留矿采矿法的主要方案和结构参数见表 9-34。

表 9-34 留矿采矿法主要方案和结构参数

主要方案	结构参数/m					
	阶段高	矿块长度	顶柱厚度	底柱高度	间柱宽度	漏斗间距
留间柱、顶柱和底柱	40	40~60	2~3	3~5	4~6	5~6
不留间柱、留顶底柱	40	40~60	2~3	3~5		5~6
不留间柱和底柱、留顶柱	40	40~60	2~3			4~5
不留间柱和顶柱、留底柱	40	40~60		3~5		5~6
不留矿柱	40	40~60				4~5
倾斜顺路天井	40	50~60		2~4		4~5
低阶段	40	40~60		3~5		5~6

B 采准工作

电耙巷道或装岩机装矿巷道,布置在下盘围岩中,每隔 4~6 m 设平底出矿口,于矿房一侧设放矿溜井和人行通风井,在矿块两侧脉内掘探矿和矿块天井,并连通上下阶段运输巷道,在天井中每隔 3~3.5 m 向两侧矿房掘联络道(有间柱方案),从平底进行切割工作。

C 回采工艺

用 YSP-45 型上向凿岩机凿岩,孔深 1.5~1.8 m,孔距 0.6~0.8 m,孔径 38~42 mm,用导爆管和火雷管起爆 2 号岩石炸药。

用电耙或装岩机进行矿石运搬。在矿房回采时期,每次崩矿后放出三分之一矿石,以保持一定的采场作业空间,矿房回采结束后,进行大量放矿,将矿石全部放出。

利用矿山主风流进行采场通风除尘。新鲜风流从运输巷道经天井进入采场和电耙道,污风经回风天井排至回风巷道。

矿房回采结束,矿石全部放出后,用 YGZ-90 型凿岩机钻凿中深孔,回采间柱、顶柱和上阶段底柱。矿石回收后,处理采空区。

招远金矿应用留矿采矿法,取得的主要技术经济指标如下(1991 年 1~9 月平均指标):矿块生产能力 35~45 t/d;采矿工效 9 t/工班;采准系数 25~40 m/kt;采矿损失率 8%~15%;矿石贫化率 20%~40%;炸药消耗 0.32 kg/t;木材消耗 0.003 m³/万吨。

9.5.5.3 招远金矿应用留矿采矿法的实践经验

A 脉内斜坡道留矿采矿法

招远金矿九曲矿区 210 号脉,属急倾斜矿体,平均厚度 0.8 m,品位 30 g/t,矿岩较稳固,矿体走向连续长 80 m。根据该矿体具体条件,在一个矿块用脉内斜坡道梯段矿房留矿采矿法回采(见图 9-22),这样既减少了采切工程量,又缩短了采准时间。

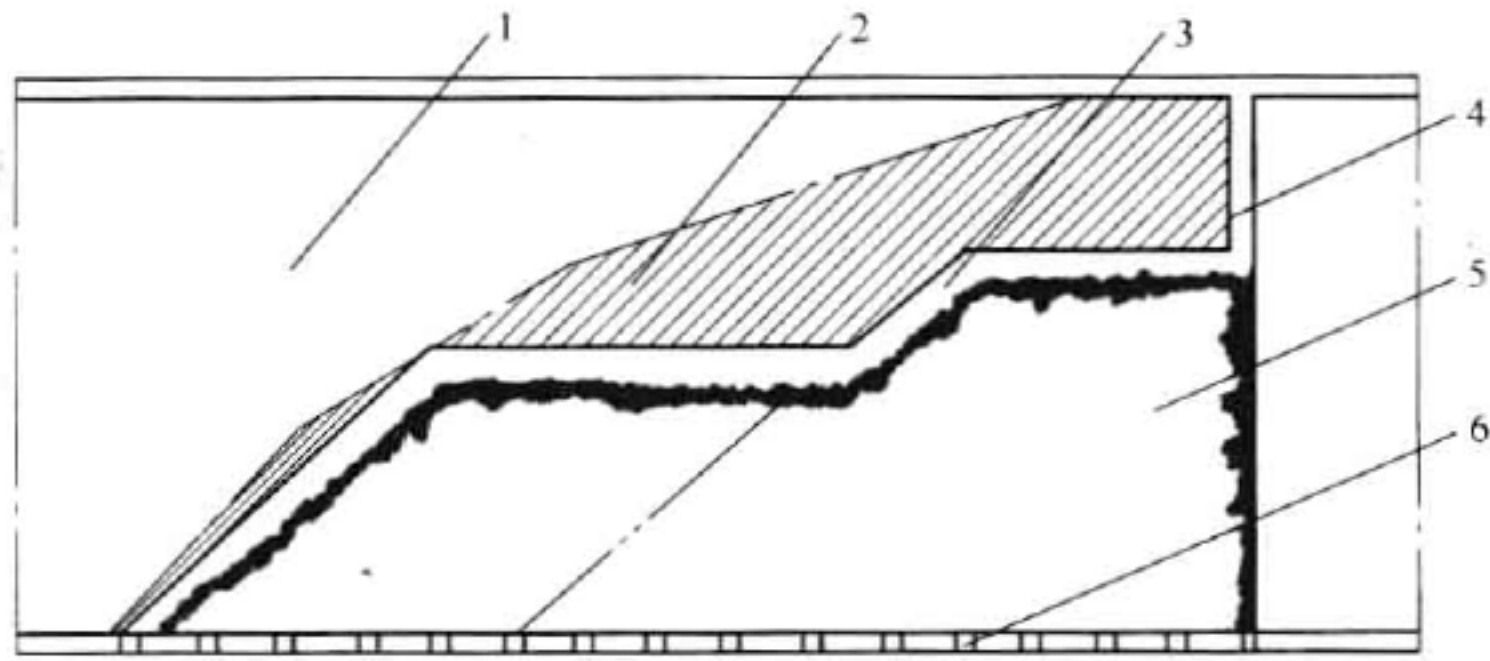


图 9-22 脉内斜坡道留矿采矿法

1—围岩；2—矿体；3—斜坡道；4—天井；5—矿石；6—漏斗

在矿块一端掘脉内天井,在底部掘下盘脉外装矿运输巷道,每隔 5 ~ 6 m 掘装矿横巷和放矿口,从天井处后退梯段式回采,第一个矿房长度 L 按式(9-2)求出:

$$L = h / \tan \alpha \quad (9-2)$$

式中 L ——矿房长度, m;

h ——阶段高度, m;

α ——脉内斜坡道与水平夹角, ($^{\circ}$)。

斜坡道倾角取决于其用途和构筑方法。用于行人、通风与架设水管时,取矿石自然堆积坡度 $25^{\circ} \sim 35^{\circ}$,人工构筑坡道时,倾角可增大。

随矿房向上回采,天井下部逐渐为崩落矿石所充填,即行报废,其上部作为安全出口与回风;采场另一端则利用在矿石堆上构筑的斜坡道,作为行人、通风及架设管道通路,风水管道用锚杆固定在斜坡道的顶板上。斜坡道上口于矿房爆破前,需用木板将其封住,仅留 0.3 m^2 的进风口,以利于爆破后采场通风。

斜坡道留矿采矿法和普通留矿采矿法相比,节省采切工程量 120 m,节约坑木 15 m^3 ,由于不留间柱多回收高品位矿石 1000 多吨,获经济效益 20 万元。

B 局部放矿溜井留矿采矿法

招远金矿局部矿段,矿体裂隙发育,围岩有 5 ~ 50 cm 厚的断层泥,稳定性很差。

该矿在应用普通留矿采矿法时,采取将矿房长度缩短为 20 m、采场中留下三角矿柱支撑围岩、并在上盘用锚杆支护等措施后,矿房上采 16 ~ 20 m 高,上盘围岩就发生大面积脱落,被迫停采。

经分析研究得知,上盘围岩片落而中断生产的主要原因,是由于频繁的局部放矿,近上盘处造成间断式空隙;为其移动、片落创造有利条件。

局部放矿溜井留矿采矿法(见图 9-23),是在矿房回采过程中,随其上采的矿房中央用钢板构筑溜矿井,每次爆破后的碎胀矿石,从该溜井中放出,在采场中存留的矿石始终处于静止不动状态,从而对围岩能起到稳定的支撑作用,阻止围岩移动和破坏,保证矿房顺利上采。当矿房回采结束后,存窿矿石由 2DPJ-13 型电耙绞车快速均匀放出,使采矿损失率小于 10%,贫化率小于 20%,而局部放矿的约占三分之一的崩落矿量,则为贫化率极小的出矿品位较高的矿石。

C 低阶段留矿采矿法

低阶段留矿采矿法,是阶段划分为高度相等的或高度不等的两个低阶段,然后按普通留

矿采矿法采准、切割和回采(见图 9-24)。

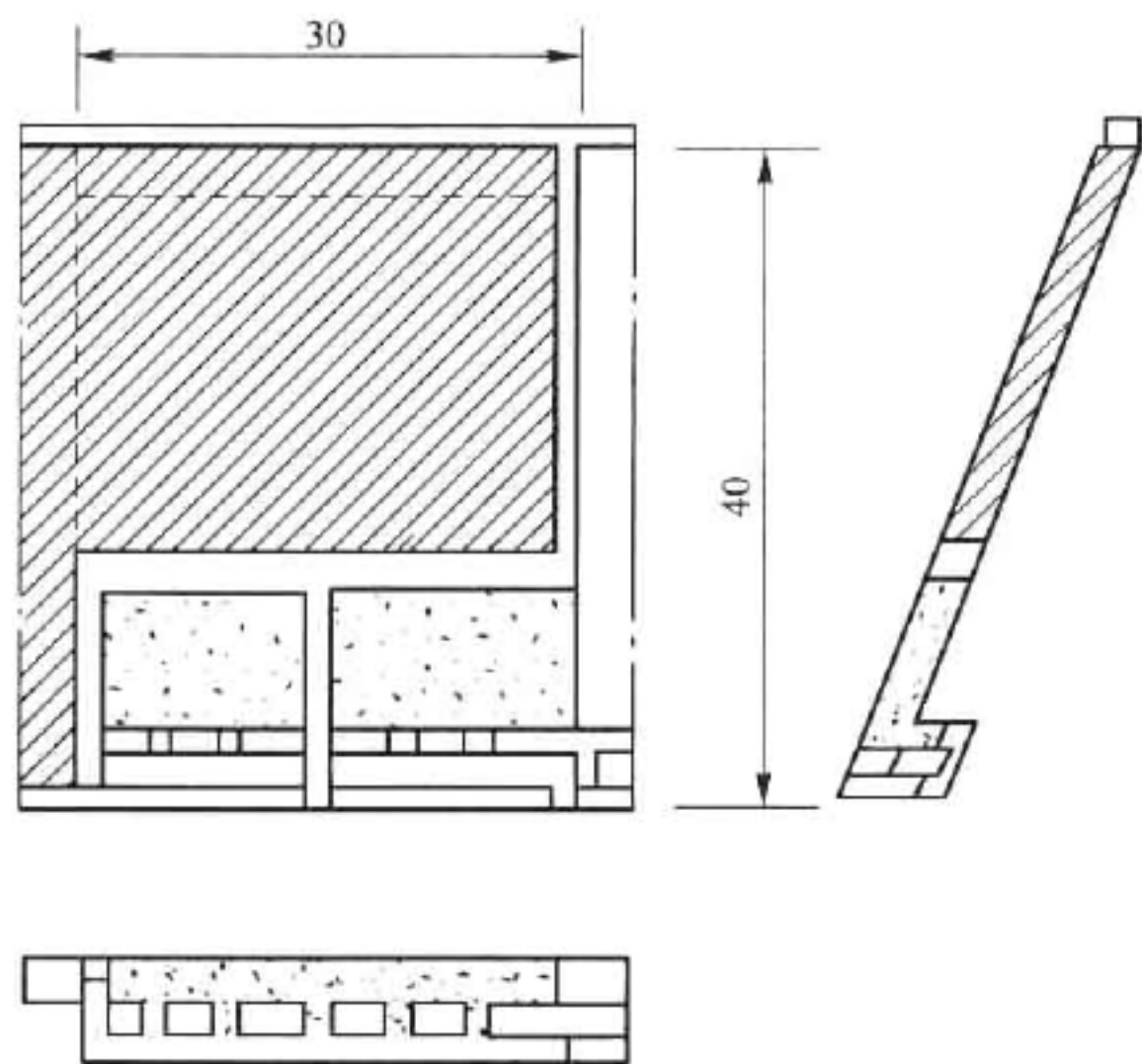


图 9-23 局部放矿溜井留矿采矿法

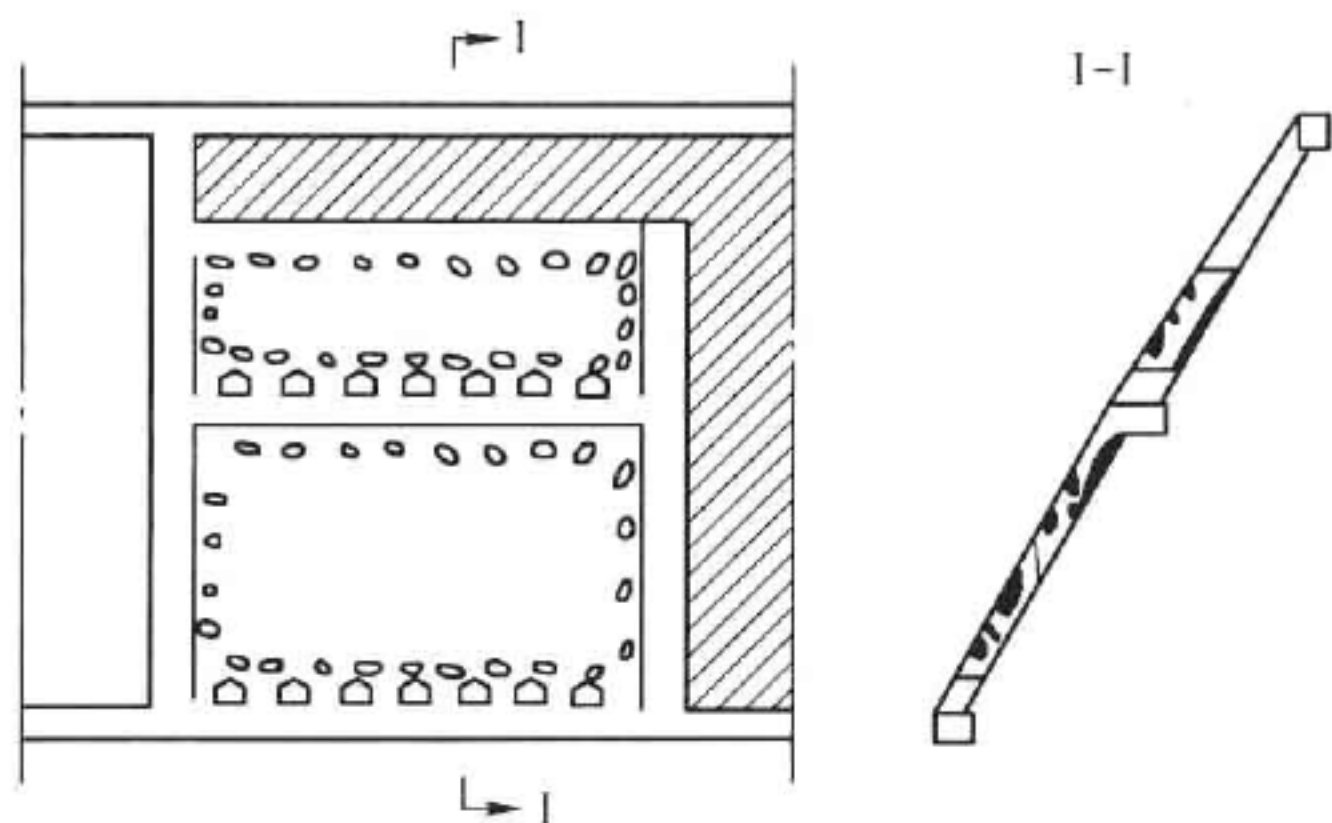


图 9-24 低阶段留矿采矿法

两个低阶段的分界线,一般在矿体倾角变化处(例如,倾角从大于 65° 变为 60° 或更小),或围岩稳固性较差,从阶段的中间划分为相等的两个低阶段矿房。

先采下部低阶段矿房,采完后,扩帮开出盲阶段平巷和漏斗,再切割、回采上部矿房,采下矿石,经漏斗转放至下部矿房中,再经漏斗装车运出。

这种方案适用于矿体上下倾角有变化或围岩稳固性较差的条件。

D 倾斜电耙道留矿采矿法

该矿急倾斜薄矿脉的端部有一个三角形矿块,矿石品位较高,用普通留矿采矿法回采,须掘高漏斗出矿,这不仅采准工程量大,且易造成放矿卡斗现象。

根据矿体形态,采取因地制宜的办法,创造出倾斜电耙道出矿的留矿采矿法方案(见图 9-25)。

应用这种方案时,首先要探清矿体形态,掌握矿岩接触线的部位,在此基础上布置倾斜电耙巷道,并使其倾角不大于 30° ,以保证正常的耙矿作业,防止滚石事故发生。

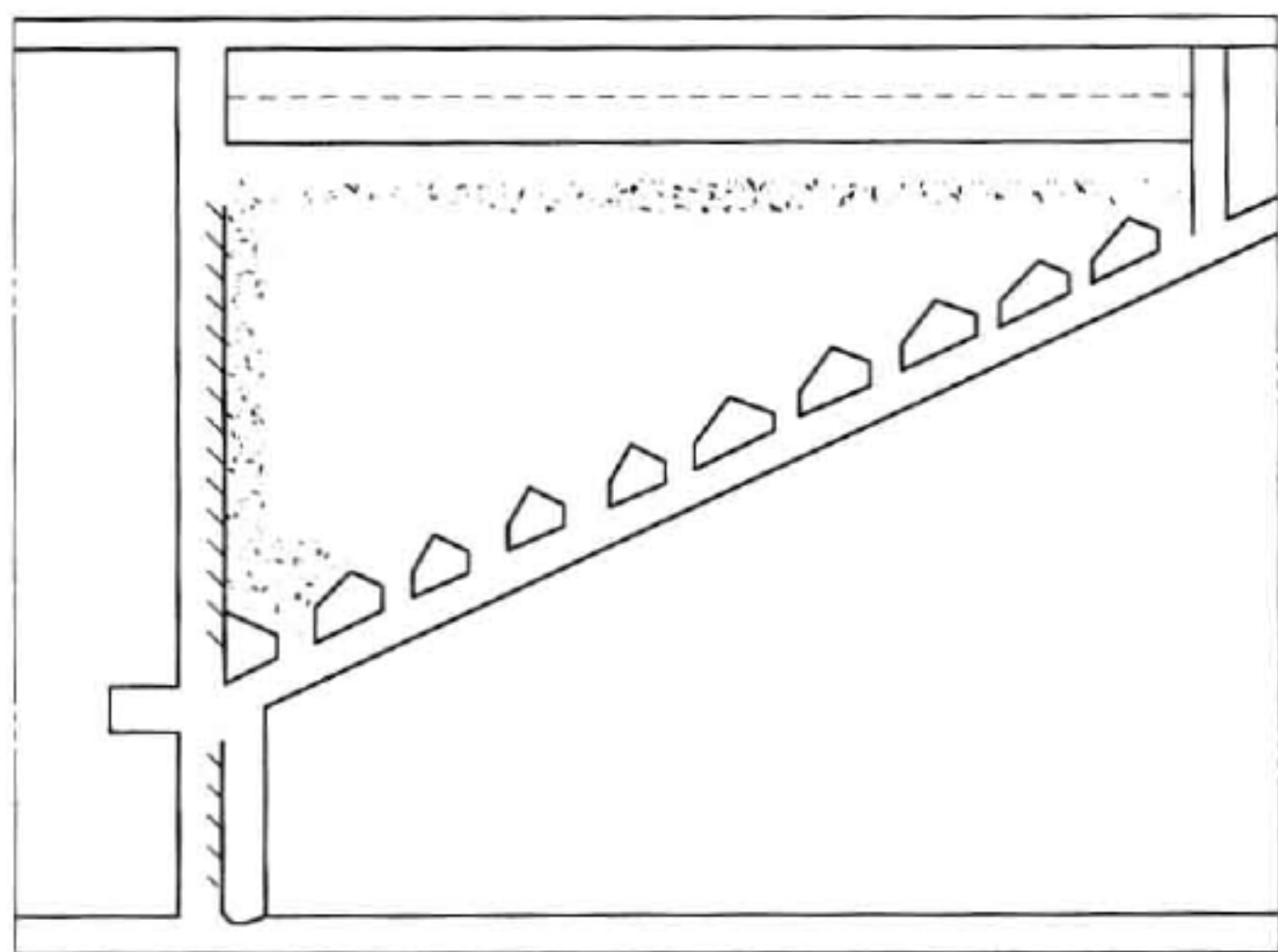


图 9-25 倾斜电耙道留矿采矿法

E 用留矿采矿法开采分支复合矿脉

该矿在长期生产实践中,针对矿脉分支复合的各种情况,总结出相应的留矿采矿法天井布置方式和回采方案(见表 9-35)。

表 9-35 分支复合矿脉留矿采矿法回采方案

分支现象	上下阶段矿脉形态	天井布置方式	回采方法
沿走向分支	上下阶段均走向分支	在复合脉边上设一个天井,在分支矿脉边缘上各设一个天井	两个矿房同时回采
沿下向分支	上阶段一条矿脉,下阶段两条矿脉	在矿脉交线处设一个天井,在分支脉同一断面线各设一个天井,复合时合二为一	两个矿房先分采复合时拼为一个矿房合采
沿上向分支	上阶段两条矿脉,下阶段一条矿脉	在复合脉处设一个天井,在主脉掘天井向支脉打横穿,或支脉再打天井	先合采后分采
沿走向与倾向分支	上阶段一条或两条矿脉,下阶段多条矿脉	依矿脉分支情况,参考上述办法设天井	合采或分采

9.5.6 辽宁五龙金矿留矿采矿法实例

辽宁五龙金矿根据其矿床条件,也采用了留矿采矿法。

9.5.6.1 开采技术条件

辽宁五龙金矿开采的是含金石英脉中高温热液裂隙充填型矿床,分北东组和北西组两组矿脉。北东组矿脉平均厚度为 2 m,倾角 75°~85°,矿体形态较稳定。北西组矿脉平均厚度 1.5 m 左右,倾角 32°~75°。两组矿脉围岩为花岗片麻岩和细粒闪长岩。矿石和围岩稳固和较稳固。

矿脉沿走向较平直,个别矿段出现断层与错动,错距一般为 0.5~1.5 m,最大达 7 m。金的

地质品位为 5~8 g/t。矿石无结块性和自燃性。

9.5.6.2 留矿采矿法的底部结构及落矿特点

五龙金矿是以留矿采矿法为主的矿山,从 20 世纪 50 年代起就对留矿采矿法的底部结构不断进行改进,创造出多种电耙耙矿的底部结构形式(见图 9-26)。

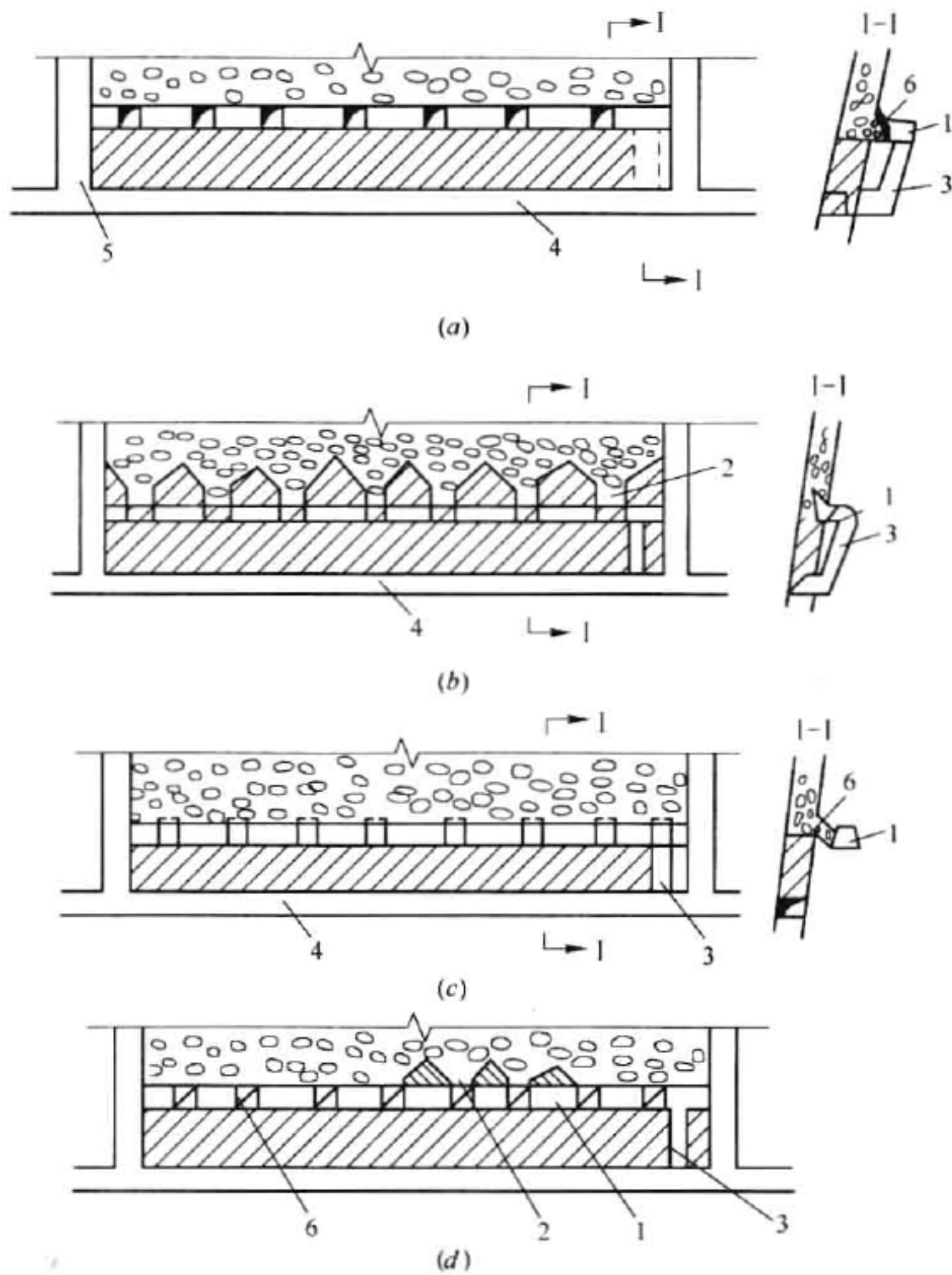


图 9-26 留矿采矿法底部结构形式

(a) 平底电耙耙矿; (b) 漏斗电耙耙矿; (c) 耙道水平低于拉底水平布置; (d) 平底和漏斗电耙耙矿组合式
1—电耙巷道; 2—漏斗; 3—溜井; 4—运输巷道; 5—人行天井; 6—放矿巷道

平底电耙耙矿底部结构,适用于围岩稳固,矿脉沿走向变化较小,厚度小于 3 m 的矿块。耙道水平低于拉底水平布置形式,应用于底柱不能回收的矿块,此种形式可减少采场平底放矿死带的采矿损失。在矿块内局部地段围岩不稳固或拉底水平以上局部地段无矿时,采用平底与漏斗组合的电耙耙矿底部结构。

随着开采深度的增加以及采空区的影响,一些采场顶板呈薄片状或板状脱落,并伴有响声。这种顶板受拉破坏,波及顶板内的一定厚度,即发生顶板岩石离层现象。受凿岩冲击震动时,顶板极易冒落。

针对上述动态地压现象,该矿采用水平炮孔落矿,孔深 2.5~3.0 m,分层高 2.5~

3.0 m。为了实现强采,从矿块中央天井向两端推进,以增加凿岩工作面。实践证明,这种落矿方式可减轻爆破对顶板的破坏,避免凿岩时浮石落下伤人,并因不破坏顶板,使其保持完整,也有利于顶板的稳定。当矿脉厚度大于3 m 顶板稳定性差时,用中深孔从天井中落矿。

9.5.6.3 水力冲运留矿采矿法

北西组矿脉倾角变化较大,矿块下部矿体倾角 $50^{\circ} \sim 75^{\circ}$,上部 $32^{\circ} \sim 40^{\circ}$ 。过去使用普通留矿采矿法回采时,上部矿体倾角变缓部分,不仅回采困难,而且在大放矿后,部分矿石堆积在底板上放不出去,造成永久损失。针对这种条件,创造出水力冲运留矿采矿法。

水力冲运留矿采矿法,是借助于高压水射流将采场底板上堆积的矿石强制冲放至矿块底部放出。水力冲运留矿采矿法工艺如图9-27所示。

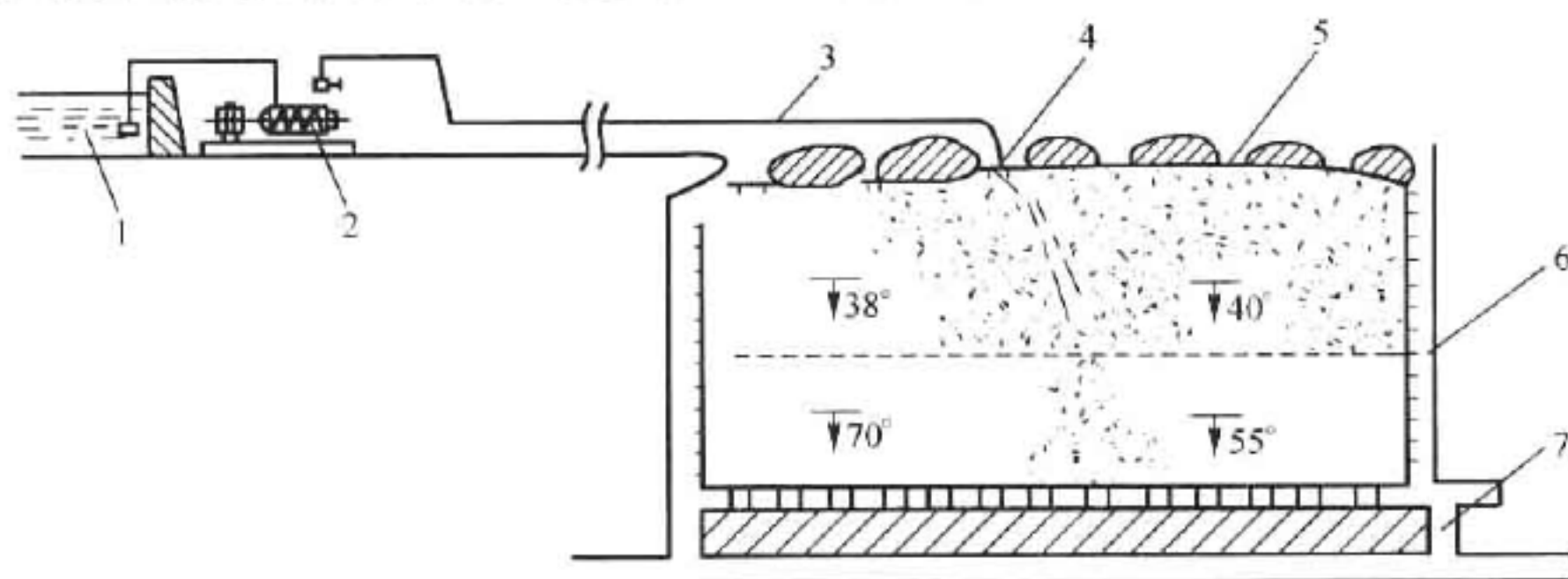


图9-27 水力冲运留矿采矿法工艺

1—水池;2—水泵;3—供水管;4—水枪;5—工作台;6—人道;7—溜井

A 供水系统

供水系统包括临时储水池、水泵和供水管路。一般利用采场附近的旧巷道做储水池。水泵型号根据矿体倾角,矿脉厚度和射流射程等冲矿条件选择。在采场底板倾角 $40^{\circ} \sim 50^{\circ}$,矿脉厚度小于1 m,水枪射程短时,选用100D16×8型水泵(扬程124 m,流量 $54 \text{ m}^3/\text{h}$);当底板倾角 $30^{\circ} \sim 40^{\circ}$,矿脉厚度大于1 m,水枪射程长时,选用4GC8×88型水泵(扬程260 m,流量 $30 \sim 55 \text{ m}^3/\text{h}$)。供水管路,前种水泵用焊接管,后种水泵用无缝钢管。

B 水枪及其安装位置

水枪的外形尺寸:长1350 cm,宽500 cm,高590 cm。喷嘴规格: $\phi 18 \text{ mm}$ 。

水枪安装位置。采场留顶柱时,水枪安装在顶柱中的作业井内:矿脉很薄,围岩稳固时,水枪安装在顶柱下方架设的工作台上:在不能开凿作业井,又不能架设工作台时,水枪则安装在间柱的联络道内。

C 冲击出矿作业

从上向下冲矿效果最佳。开始冲矿处,要先形成槽状沟,而后由槽沟向两翼分层冲矿。最佳的分层厚度,根据采场底板倾角、矿石块度和矿堆压实程度选取,一般为0.5~1.0 m,向两翼分层冲矿如图9-28所示。

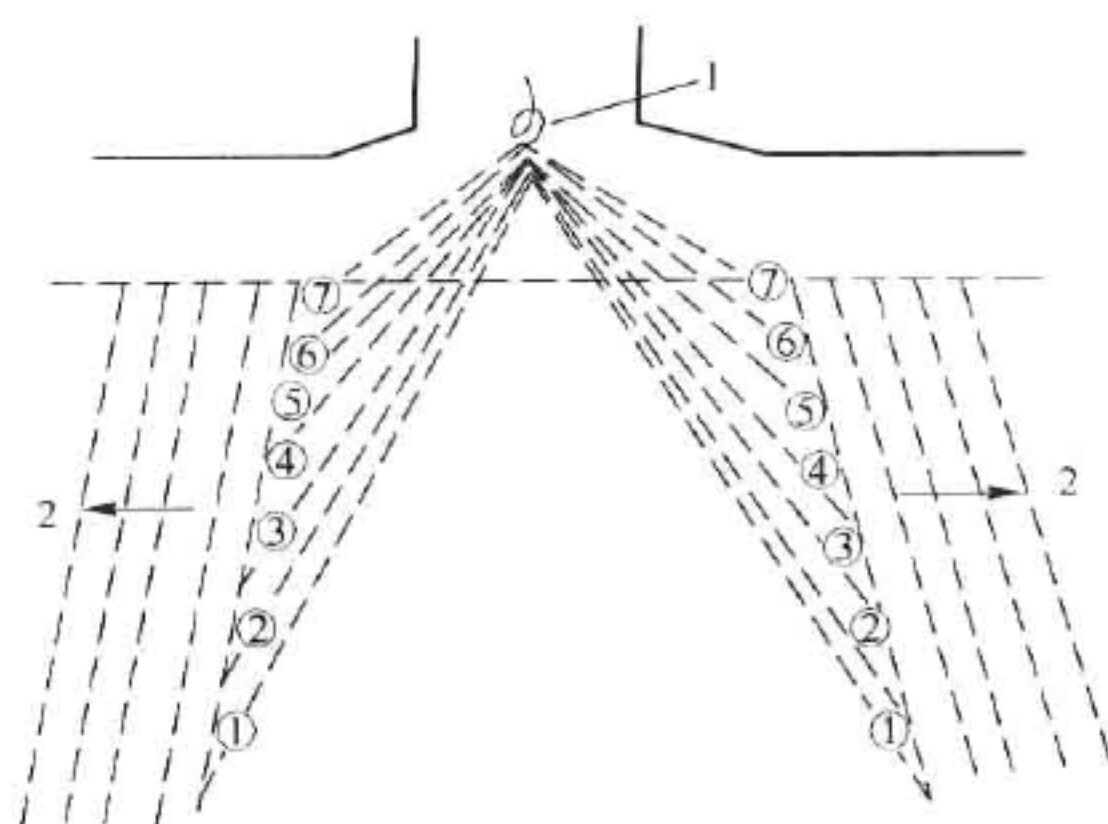


图9-28 分层冲矿示意图

1—水枪;2—松散矿石;①~⑦—冲矿分层顺序

为了回收粉矿,在冲矿前,放矿溜井装满矿后,矿石层高度大于 4 m,水枪间断作业,冲矿水进入溜井经过矿石过滤,粉矿留在溜井内,而水流出进入排水沟。

D 水力冲运出矿主要指标

水力冲运出矿主要指标如表 9-36 所示。

表 9-36 水力冲运出矿主要指标

采 场	采场底板倾角 /(°)	水枪工作压力 /MPa	水枪喷嘴直径 /mm	水枪生产能力 /t·h ⁻¹	耗水量 /m ³ ·t ⁻¹
361	35~40	2.1~2.4	18	147	0.314
6152	40~45	0.8~1.0	18	120	0.45

9.5.6.4 双层耙道留矿采矿法

北西组矿脉倾角由急变缓,再由缓变急,根据这种赋存条件,采用双层耙道方法,解决了采下矿石在倾角缓处滞留采场而造成的采矿总损失率高的技术难题。

例如,该矿 5761 采场,矿块长 30 m,垂高 40 m,矿脉平均厚度 2.5 m,矿体下部倾角 60°,中部 45°,上部 70°,矿岩稳固。在该矿块倾角变缓处分成上下两个矿房(见图 9-29)。矿块底部为平底电耙耙矿结构,当采到倾角变缓处,将顶板采平,做上部矿房的补充采切工程。在矿脉宽时,可利用回采工作面作双层耙道;矿脉窄时,需另行掘进双层耙道。上部矿房采用漏斗底部结构。上部矿房回采结束后,先放出上部矿房的矿石,然后回收上部矿房底柱,最后放出下部矿房的矿石。

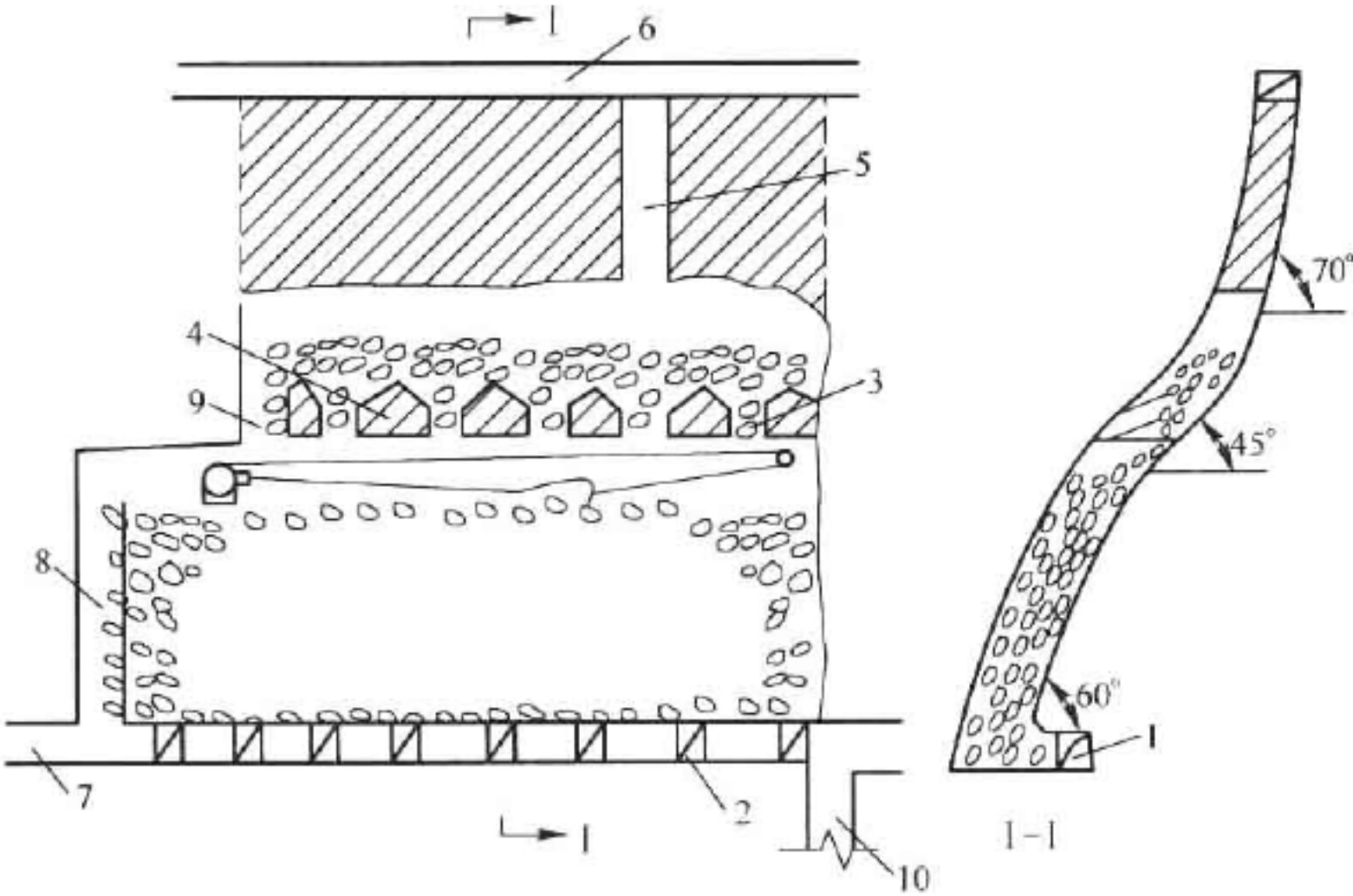


图 9-29 双层耙道留矿采矿法

1—电耙道; 2—放矿口; 3—漏斗; 4—矿柱; 5—天井;
6,7—中段运输平巷; 8,9—顺路天井; 10—溜矿井

生产实践证明,双层耙道留矿采矿法对于倾角陡—缓—陡变化的矿体,是一种有效的采矿方法,明显地提高了矿石回采和降低了矿石贫化率,下部矿房由于用采下矿石充填,对上盘围岩起良好的支撑作用。

双层耙道留矿采矿法的主要技术经济指标见表 9-37。在相类似的矿体赋存条件下,采

用单耙道回采的 3752 采场、463 采场、7151 采场,矿块生产能力、采矿工效、炸药单耗等指标很接近,而采矿损失率和矿石贫化率分别达 18.8% ~ 30% 与 35.4% ~ 40%。

表 9-37 双层耙道留矿采矿法的主要技术经济指标

指 标	矿 块		
	263	362	2761
矿块生产能力/t·d ⁻¹	55	90	50
采矿工效/t·工班 ⁻¹	11	11.5	12
炸药单耗/kg·t ⁻¹	0.49	0.5	0.55
采矿损失率/%	6.6	12	7.8
矿石贫化率/%	13	25.5	15.8

双层耙道留矿采矿法尚有下列缺点:采切工程量大;双层耙道同时耙矿时,互相联系不方便,安全性差;占用设备多,电耙绞车搬运、安装工作量大等。这些问题,有待在生产中进一步改进和完善。

9.5.6.5 矿房和矿柱同步回采的留矿采矿法

留矿采矿法的矿房和矿柱同步回采作为一种新工艺,在五龙金矿三号坑 8 阶段 32-1 脉的 C-51 矿块进行了生产实践(见图 9-30)。

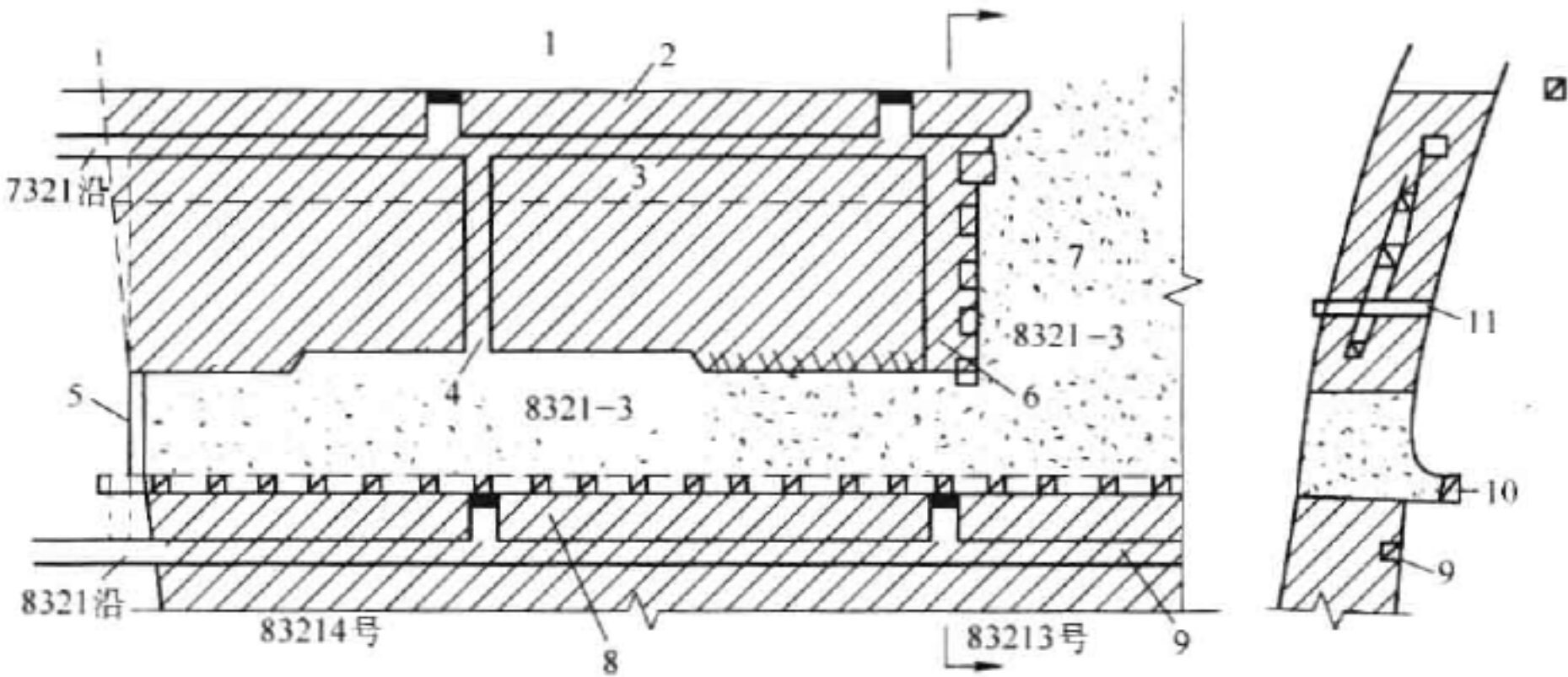


图 9-30 矿房和矿柱同步回采的留矿采矿法

1—上部采场; 2—上部采场底柱; 3—顶柱; 4—中央井; 5—顺路井; 6—单侧间柱; 7—相邻已采矿房;
8—底柱; 9—中段沿脉巷道; 10—电耙道; 11—探矿天井

C-51 矿块长 128 m,矿体倾角 80° ~ 85°,平均厚度 5.3 m,平均地质品位 6.3 g/t。划分两个采场;Ⅱ采场长 56 m,Ⅲ采场长 72 m。两个采场的采准、切割、回采、通风行人及底部结构等,按工艺要求统一设计和施工。底部结构下盘电耙耙矿平底形式,底柱高 4.5 m,顶柱高 5 m,两采场中间留 2.5 m 宽的间柱,间柱中天井只向Ⅱ采场一侧布置联络道,其垂高 5 m。

首先回采Ⅱ采场矿房,回采至顶柱时,向Ⅲ采场方向后退梯段式回收顶柱和上阶段底柱,直至间柱边界为止。从边缘端放出部分采下矿石,以不影响Ⅲ采场正常回采条件为原则,从Ⅱ采场边缘端放出部分采下矿石。

随Ⅲ采场上采的同时,用水平炮孔回收间柱。此时应严格控制间柱下部放矿量,要求不使Ⅱ采场崩落矿石界面下降。当间柱下部作业空间不足时,应从间柱内侧相邻的放矿口放矿或用炸药抛掷方法,完成间柱下的平场工作。

当Ⅲ采场矿房和间柱回采至顶柱后,再以后退梯段式回采收Ⅲ采场的顶柱和上阶段的底柱。间柱和顶柱及上阶段底柱回收方法见图9-31。

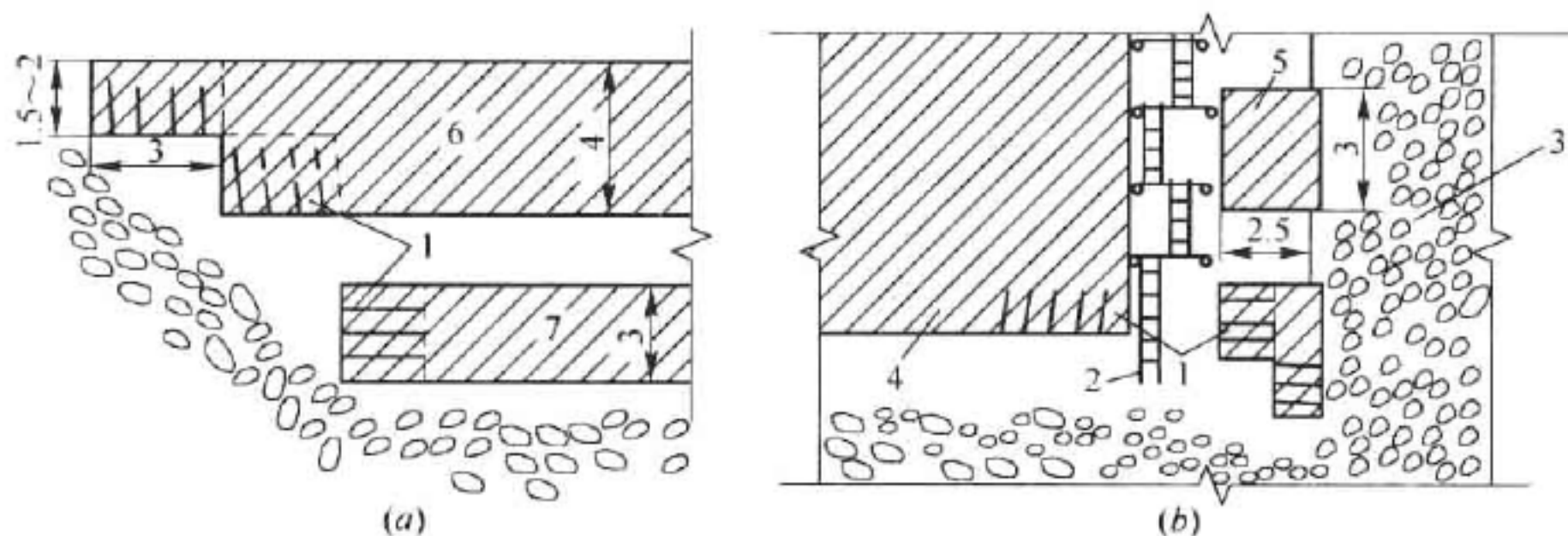


图9-31 矿房和矿柱同步回采

(a) 矿房与间柱同步回采; (b) 后退梯段式回采顶柱和上阶段底柱

1—炮孔; 2—活动梯子; 3—已结束回采矿房; 4—正在回采矿房; 5—间柱; 6—底柱; 7—顶柱

Ⅲ采场回采结束后,在底部用三台电耙,放出两个采场的全部存窿矿石。

矿房和矿柱同步回采工艺,与分步回采工艺比较;省去了矿柱回收前的准备工作(如设作业平台和风水管路,恢复巷道等),简化了工艺过程,减弱了矿柱的应力集中,改善了作业条件;大幅度地提高矿柱回采率(分步回采工艺间柱回采率只为25.5%,而同步回采工艺达90%,顶底柱同步回采,提高回采率10%~20%)。但同步回采工艺对放矿控制要求严格,相邻采场回采关系要求统一、恰当、规则。此外,长采场回采对围岩稳定性要求较高。这些均需要在生产实践中进一步完善。

9.5.7 金厂峪金矿留矿采矿法实例

金厂峪金矿以普通留矿采矿法为主要采矿方法,其采矿量占全矿总采矿量的56%。

9.5.7.1 开采技术条件

金厂峪金矿床属中温热液裂隙充填型矿区有6个脉带,矿体长度一般为50~150 m,最长达300 m,矿化带沿走向总长1500 m,走向30°。矿体倾角60°以上,倾向南东。矿体呈脉状、透镜状,矿体厚度1~6 m,最厚达24~40 m。矿岩稳固,矿石坚固性系数 $f=7\sim8$,岩石 $f=8\sim12$ 。矿物以黄铁矿为主,为自形及半自形晶粒状结构,自然金多呈不规则状充填在黄铁矿颗粒之间,在矿化带中靠含金品位圈矿,矿石边界品位1.5 g/t。矿石无氧化性、自燃性和粘结性,含水性差。

9.5.7.2 应用控制爆破技术回采矿房

A 普通上向炮孔落矿回采矿房

金厂峪金矿过去一直采用非控制爆破上向炮孔落矿,孔间距和排间距一般为0.8~1.1 m,孔深1.5~2.0 m,孔径38~42 mm,矿房长30~32 m,宽度等于矿体厚度,高28~29 m。矿房半个或全长凿岩炮孔,采用多排同段微差爆破。爆破后对矿房顶板破坏严重,形成0.5~0.7 m的爆破松弛带,由此而产生下列问题:

- (1) 工人始终在遭破坏的顶板下进行全部回采作业,安全生产受到严重威胁。
- (2) 检查和撬顶工作量大,劳动强度大,安全性差。
- (3) 由于采用相等的孔距和排距,系切割型的爆破,易产生大块,采场二次破碎量大,同

时平场工作量大且繁重,一般需 3~6 d。

(4) 为下一循环回采作业安全,平场后还要进行支护。一般情况,采场每 $6 \sim 10 \text{ m}^2$ 需支 1 根木主柱;如矿体裂隙较多,在平场过程中,要用木垛支护。

普通上向炮孔落矿工艺,由于作业面积大,可以采用多机同时凿岩,便于实现集中作业,以提高劳动生产率。因此,这种落矿工艺适用于矿体和围岩均稳固,矿体厚度小于 6 m,采场顶板暴露面积小于 300 m^2 的急倾斜形态较规则的矿体赋存条件。

B 水平炮孔控制爆破落矿回采矿房

针对普通上向炮孔落矿存在的问题,该矿与马鞍山矿山研究院协作试验研究了水平炮孔控制爆破落矿技术。

这种水平炮孔落矿工艺是把光面爆破技术作为回采的周边孔爆破基础,使炮孔密集系数由 0.8~1.0 增大到 1.3~1.4,其他炮孔采用小抵抗线大孔间距,炮孔密集系数 3,全部炮孔在工作面上呈弧形而孔间呈梅花形布置(见图 9-32)。

为实现水平控制爆破,首先要在采场两端开挖切割槽,作为水平推进的爆破自由面。切割槽的高度等于回采分层的高度,为 2.5 m,沿走向长为 2.5~3.0 m,宽等于矿体厚度。

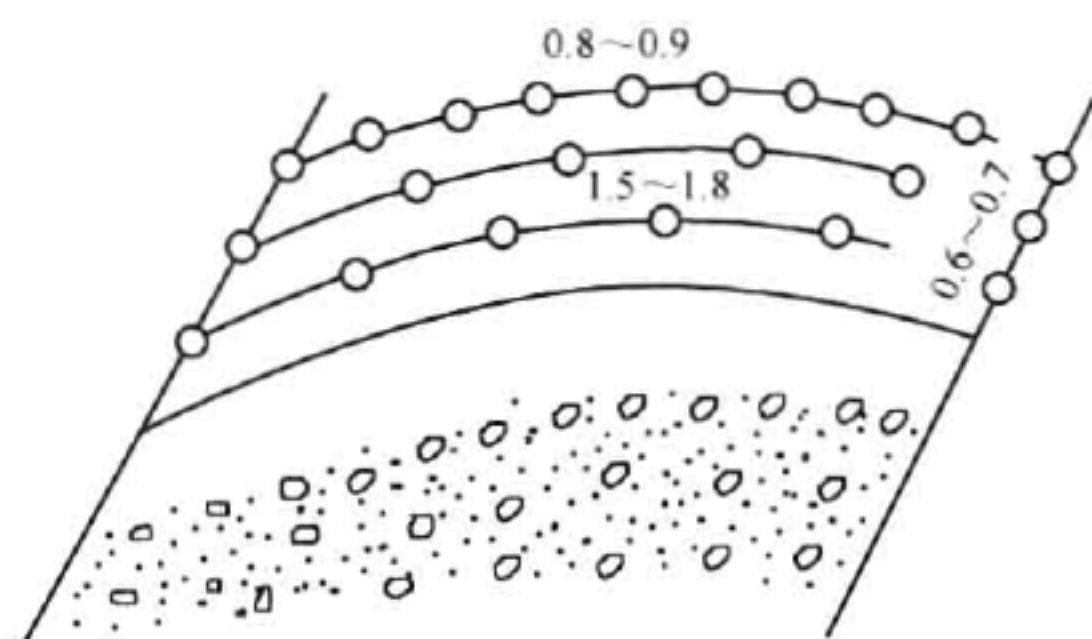


图 9-32 水平炮孔控制爆破布置示意图

周边水平孔间距 0.8~0.9 m,最小抵抗线 0.6~0.7 m,孔深 2.0~2.5 m,炮孔装药集中度(铵油炸药) 0.3 kg/m ,空气间隔装药(见图 9-33)。

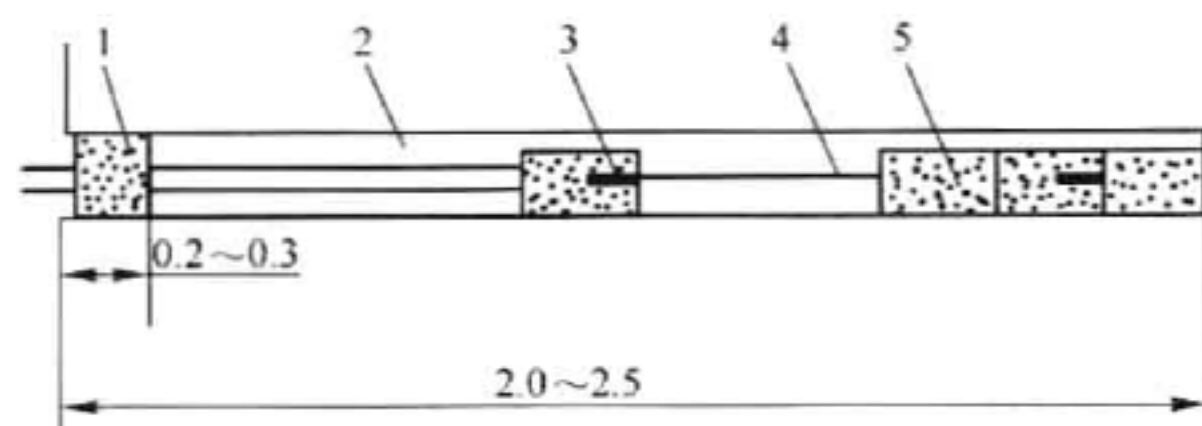


图 9-33 周边孔装药结构示意图

1—炮泥; 2—空气间隔; 3—毫秒雷管; 4—塑料导爆管; 5— $\phi 32 \text{ mm}$ 药卷

其他炮孔的孔间距 1.5~1.8 m,最小抵抗线 0.6~0.7 m,孔深 2.0~2.5 m,炮孔装药系数 80%,装药结构为柱状反向连续装药。

采用非电毫秒雷管起爆,同排同段,排间微差爆破。

水平炮孔控制爆破落矿试验结果表明,顶板平整,爆破后半孔残痕率大于 50%;浮石少,基本上不用撬毛;顶板稳固性好,基本上不用木支护;大块产出率小(小于 5%),二次破碎量少;平场工作量少,缩短了下循环的准备时间。

C 平立交替控制爆破落矿回采矿房

水平炮孔控制爆破试验虽取得良好结果,但由于水平炮孔落矿受工作面的限制,大幅度地提高劳动生产率有困难,于是在水平炮孔控制爆破后,再进行普通上向炮孔落矿,实现平立交替相结合的落矿方法。这样,回采作业始终在水平炮孔控制爆破后的顶板下进行,顶板

稳定性好,作业安全又有保障。然而,由于普通上向炮孔爆破、大块产出率高,二次破碎炸药消耗多。

为获得更好的技术经济效果,又完成了上向炮孔控制爆破的试验研究、实现水平炮孔控制爆破和上向炮孔控制爆破相结合的完善落矿技术。

上向炮孔控制爆破也要求开掘切割槽,一般用楔形掏槽法开切割槽或利用矿房中已有工程作为上向孔爆破的自由面。

上向孔爆破按大孔距的原则布孔,即孔间距 1.5 ~ 1.8 m,排间距(最小抵抗线)0.6 ~ 0.8 m,炮孔密集系数为 2.5,孔深 2.0 m,装药系数 80%(铵油炸药),装药结构为反向连续装药。

孔口填塞炮泥 0.2 m。采用非电毫秒雷管两次爆破,先爆掏槽孔,后爆落矿孔。2 ~ 3 排孔同段,分区簇联连线,复式起爆网络,火雷管起爆。

上向孔控制爆破使大块率降低至 6.8% 以内。

D 4 种落矿方式效果比较

金厂峪金矿留矿采矿法矿房回采,对落矿工艺进行了系列试验研究,获得的技术经济效果十分显著,使控制爆破落矿技术日臻完善。该矿应用的四种落矿方式效果见表 9-38。

表 9-38 四种落矿方式技术经济效果

采场编号	落矿方式	落矿强度 /t · d ⁻¹	台班效率 /t · d ⁻¹	采场工效 /t · 工班 ⁻¹	炸药单耗 /kg · t ⁻¹	大块率 /%	顶板支 护情况
514-6	上向孔普通爆破	104.1	78.1	31.2	0.33	16	木支护
514-6	水平孔控制爆破	166.6	83.3	41.7	0.17	5	无支护
514-6	上向孔普通爆破和 水平孔控制爆破	178.8	81.5	42.6	0.22	8	无支护
637-6	上向孔和水平孔交 替控制爆破	155	98.8	62.1	0.196	5.9	无支护

由表 9-38 可以看出,水平孔与上向孔交替控制爆破的落矿方式,技术经济效果最为突出,对于相似的开采条件,应推广应用这种落矿方式。

9.5.7.3 矿柱回采和采空区处理

A 顶底柱回采

该矿留矿采矿法采用漏斗电耙道底部结构。为了减少底柱的矿量,电耙道一般布置在阶段运输水平,用耙矿台装车。漏斗间距 5 ~ 7 m,底柱高 6 ~ 7 m,顶柱厚 5 m。

上阶段底柱与顶柱同时回采。在上阶段电耙道中用 YZG-90 型导轨式凿岩机,向顶柱凿下向扇形中深孔,向上阶段底柱凿上向扇形中深孔,在顶柱中央或两端掘切割井。炮孔排距为 1.3 ~ 1.5 m,孔底距为 1.5 ~ 1.8 m,孔深 3 ~ 7 m。顶柱孔用多排同段微差爆破,底柱孔用同段(“一声雷”)爆破(见图 9-34)。

多年生产实践证明,用上述方法回采留矿采矿法的顶底柱效果良好,即保证爆破质量,又可减少炸药消耗和降低采矿成本。

B 间柱回采

间柱宽度为 8 ~ 10 m,间柱长度等于矿体厚度。在间柱联络道中凿上向扇形中深孔,一般沿走向布置 5 ~ 7 排孔,要求上向分层炮孔排位互相对应。各层炮孔同段雷管起爆,效果较好(见图 9-35)。

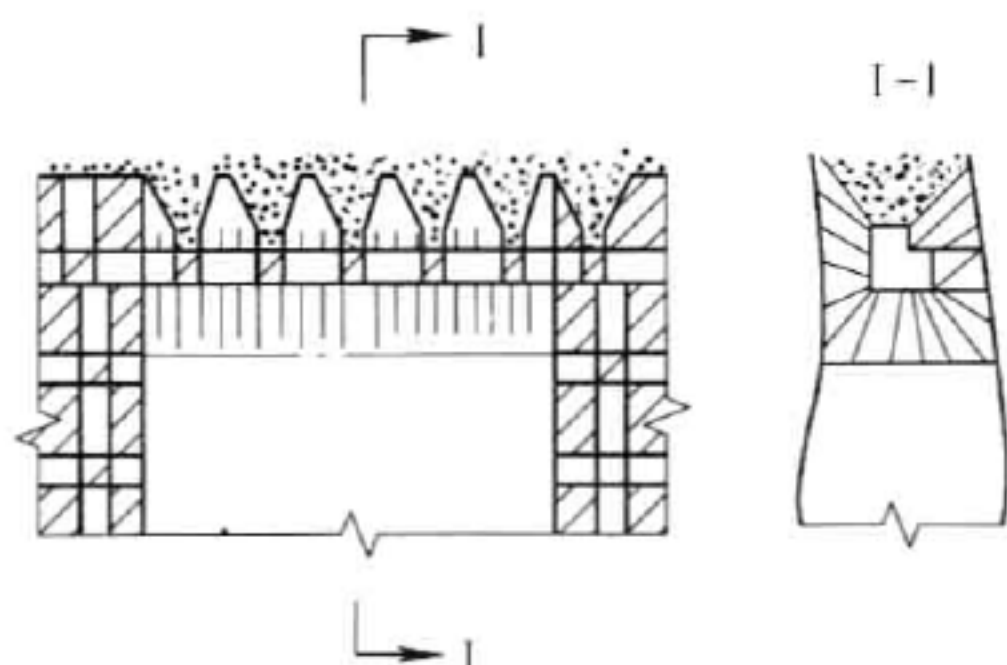


图 9-34 顶底柱中深孔布置

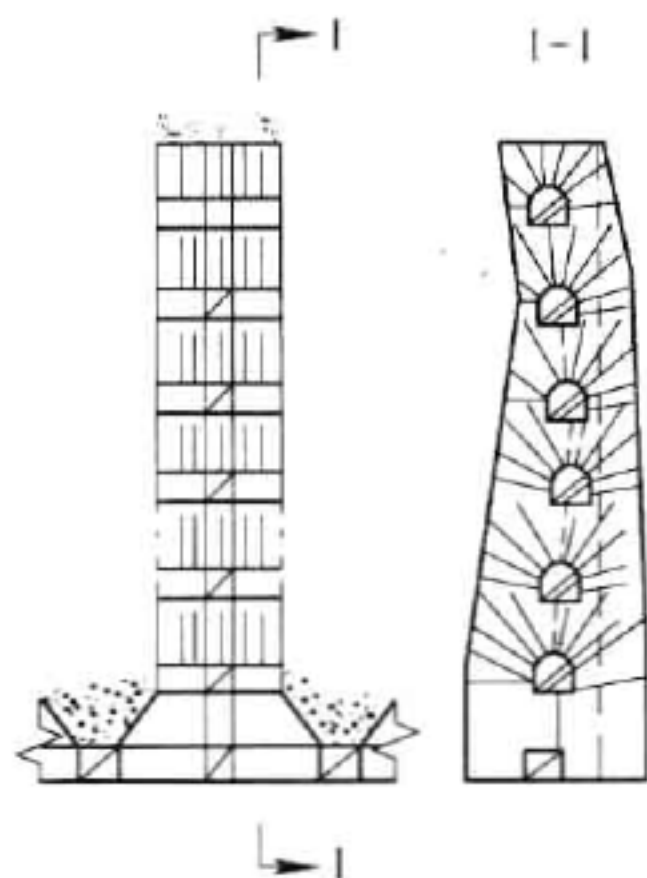


图 9-35 回采间柱炮孔布置

C 采空区处理

金厂峪金矿的采空区在 11 号勘探线以北,离地表很近。随采空区自然塌落,透至地表后,达到处理的目的,11 号勘探线以南的采空区,由于距地表较深,采取从采空区向地表开掘“天窗”的办法,来减少采空区岩石大量塌落而产生冲击气浪的危害作用。

9.5.8 东桐峪金矿留矿采矿法实例

东桐峪金矿进行了静态留矿采矿法的试验研究。试验研究取得了良好的技术经济效益,这说明了针对不稳固围岩,采用静态留矿采矿法是可行的。

9.5.8.1 矿床地质和应用普通留矿采矿法出现的问题

东桐峪金矿 Q_1 号脉为急倾斜薄矿体,矿体倾角 $70^\circ \sim 80^\circ$,平均厚度 2.62 m,局部厚达 5 ~ 7 m,平均品位 7.41 g/t。矿体赋存于控矿构造带内,构造带平均厚度 8.63 m,是由各种挤压片岩、片理化辉绿岩、碎裂岩组成。矿体与围岩间呈断层性接触,断层面多被断层泥充填,并受后期构造挤压,有小错动。围岩节理裂隙发育,形成破碎带。因此,上下盘围岩均不稳固。含金石英脉间有小岩脉穿插,属中等稳固。

该矿自投产以来,一直采用普通留矿采矿法回采。在回采过程中、上下盘围岩大量片落,使出矿品位降到 2.5 ~ 1.56 g/t,矿石贫化率高达 57% ~ 75%。片落的围岩经常堵塞放矿漏斗,消耗大量木材和炸药,使采下的矿石不能放出,造成大量资源损失,采矿损失率达 32%,严重影响矿山生产和企业的经济效益。

针对上述问题,东桐峪金矿同西安冶金建筑学院、陕西黄金公司合作,于 1991 年 3 月至 1993 年 5 月进行采矿技术攻关和试验研究,选用静态留矿充填、水泥卷锚杆支护围岩、水平炮孔控制爆破落矿以及下盘脉外平底式电耙底部结构等综合技术,取得了良好的技术经济效益。

9.5.8.2 科研的主要成果

A 试验采场开采技术条件和结构参数

试验选在 Q_1 号脉的 II 矿体 679 阶段西翼 501 号和 502 号两个采场。矿体倾角 79° ,厚度为 1.9 m,矿石坚固性系数 $f = 10 \sim 12$,节理裂隙发育且有岩脉穿插。矿体上下盘围岩为构造破碎带,很不稳固,属难采矿体。

采场段高 35 m,501 号采场长 50 ~ 60 m,502 号采场长 30 m。不留顶柱,底柱高 6 m,间柱宽 3 ~ 4 m,放矿口间距 5 m。天井和电耙道,阶段运输平巷均布置在下盘脉外。采用平底电耙道底部结构(见图 9-36)。

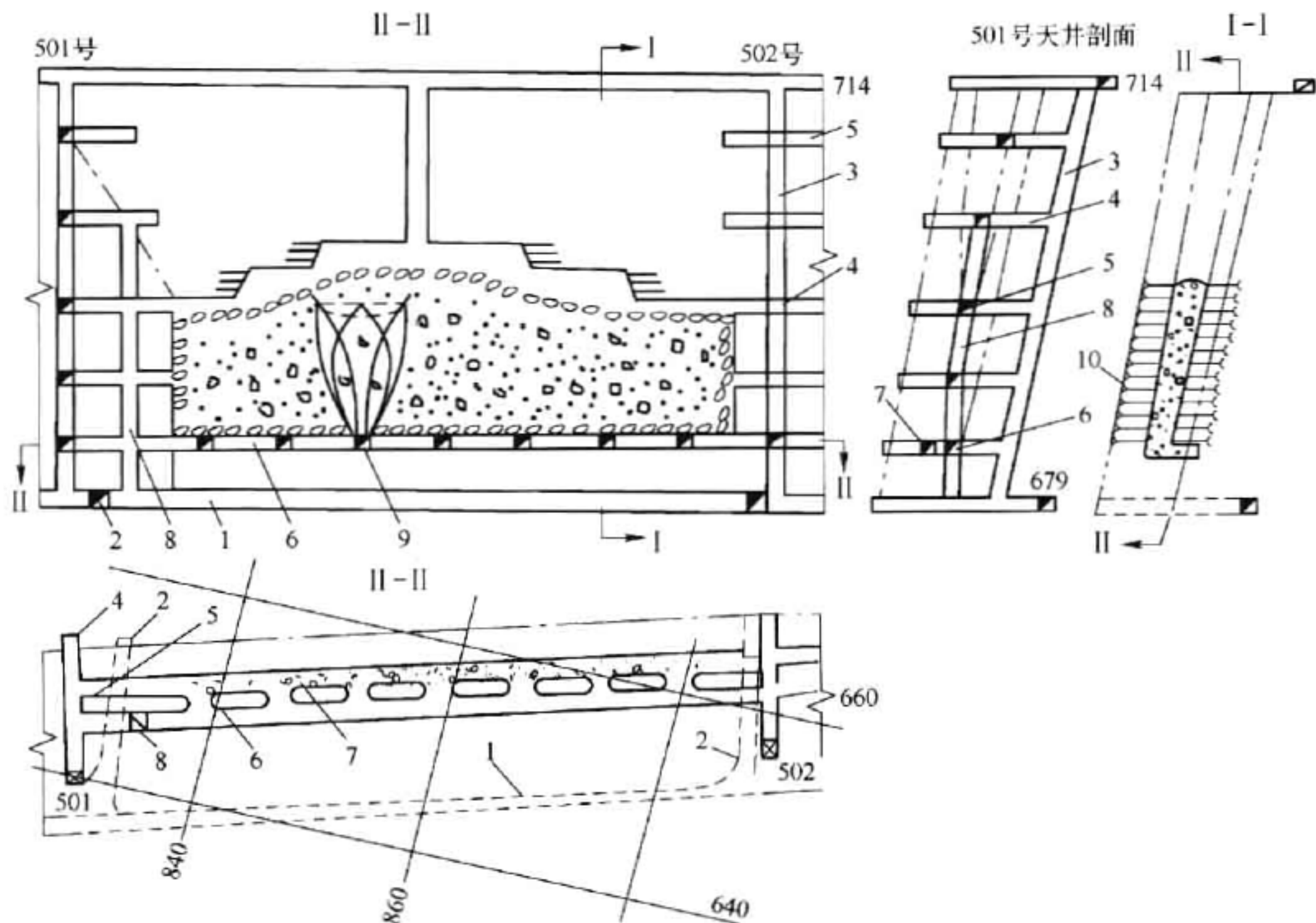


图 9-36 501 号采场静态留矿采矿法

1—运输巷道; 2—穿脉巷道; 3—采场天井; 4—穿脉联络道; 5—沿脉联络道; 6—电耙道;
7—切割道; 8—局部放矿溜井; 9—单斗局部放矿; 10—水泥卷锚杆

B 水平炮孔控制爆破

由于矿石节理发育且有岩脉穿插,为落矿工作安全,将过去应用的上向炮孔,改为水平炮孔控制爆破。水平孔间距 0.66 m,边孔距围岩接触面 0.7 m,排距 0.6 m,孔深 1.8 m,各排炮孔布成拱形(见图 9-37)。

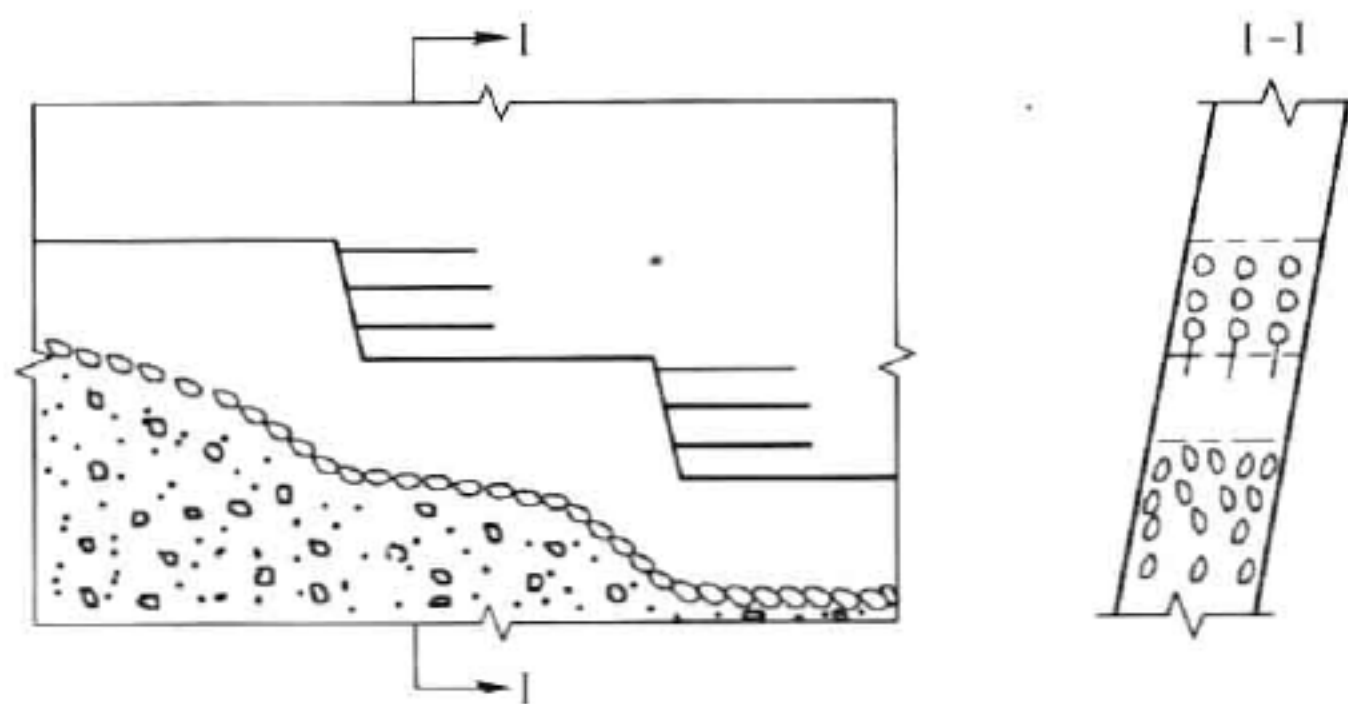


图 9-37 水平炮孔布置

采用空气柱间隔装药结构,矿体中间炮孔空气柱位于孔底(见图 9-38a),装药系数 0.75 ~ 0.8;矿体边缘炮孔,空气柱位于中间(见图 9-38b),装药系数 0.5,以控制不同位置

炮孔的装药量。

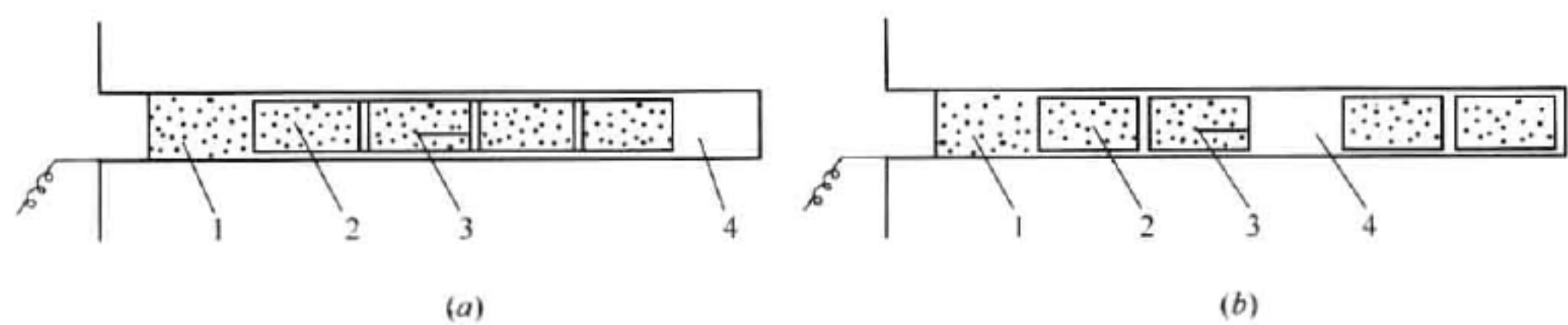


图 9-38 装药结构
(a) II 排装药结构; (b) I、III 排装药结构
1—炮眼; 2—药卷; 3—起爆药卷; 4—空腔

非电导爆管微差起爆,同排同段,多排分段(段差不大于 50 ms),一次起爆。
控制爆破实践证明,矿石破碎均匀,降低了大块率,减轻了对围岩的破坏性冲击,对维护围岩稳定性起到了良好的作用。

C 水泥卷锚杆支护上下盘围岩
据现场观测,回采矿房时,围岩暴露 15 ~ 20 h 就开始片落。为了及时控制围岩片落,采用水泥卷锚杆支护上下盘围岩。

用膨胀水泥制成外径 38 mm,内径 18 mm,长 250 mm 的水泥卷两个,用 $\phi 14 \sim 16$ mm 圆钢做锚杆,锚杆长 1.8 ~ 2.0 m,底端有 $\phi 36$ mm、厚 3 mm 的垫圈,外端有 10 cm 的螺纹,在未装入锚杆孔前,水泥卷在水中浸泡 3 ~ 5 s 后迅速装入锚杆孔,用冲击管压实水泥卷,5 min 后在锚杆上夯托板,拧紧螺母,经 24 h 后再拧固一次。

锚杆网度 1.2 m \times 1.2 m,对上下盘围岩全面锚固。由拉拔试验测定,每根锚杆平均拉拔力为 39.76 kN。采场放矿后观察,锚杆对围岩支护效果良好。

D 静态留矿充填矿房
普通留矿采矿法在回采过程中,频繁的局部放矿为不稳固围岩变形、破坏创造条件。生产实践证明,采场中动态的留矿对围岩起不到支护作用,而由于局部放矿的矿石全面向下移动摩擦冲击,反而会加剧围岩片落。

静态留矿工艺是在采场中存留的三分之二采下矿石。和充填料充填采场相似,在回采矿房时期,静态地存留在采场中,支撑上下盘围岩,每爆破循环三分之一的局部出矿量,由采场电耙耙入专用的溜井放出。这样,用留矿采矿法的回采工艺,而存窿矿石又具有干式充填矿房的特征,有效地维护了上下盘不稳固的围岩。

E 技术经济效益
试验采取的水平控制爆破、水泥卷锚杆加固围岩和静态留矿充填矿房等综合技术,均对维护围岩稳固性起到良好的作用,其中静态留矿充填矿房属留矿采矿法回采新工艺,使留矿采矿法成功地应用于急倾斜围岩不稳固的中厚矿体,扩大了这种采矿法的使用范围。这项研究成果具有普遍的社会效益。

试验采场获得的主要技术经济指标见表 9-39。
从表 9-39 中看出,除试验采场的采准比大于普通留矿采矿法外,其他指标均比普通留矿采矿法好,采出矿石品位提高了 118.4%,采场出矿能力提高了 77.8%,矿石贫化率从 66.0% 降低到 17.55%,采矿损失率从 32.0% 降低到 11.48%。

表 9-39 静态留矿采矿法主要技术经济指标

指 标	普通留矿采矿法	静态留矿采矿法		
		501 号采场	502 号采场	平 均
出矿品位/ $\text{g} \cdot \text{t}^{-1}$	1.96	4.24	4.34	4.28
采矿效率/ $\text{t} \cdot \text{台班}^{-1}$	42.5	47.4	59.2	51.9
采场出矿能力/ $\text{t} \cdot \text{d}^{-1}$	40~50	80	80	80
采准比/ $\text{m} \cdot \text{kt}^{-1}$	19.6	24.8	24.2	24.56
矿石贫化率/%	66.0	17.93	16.94	17.55
采矿损失率/%	32.0	10.9	12.28	11.48
锚杆支护费用/ $\text{元} \cdot \text{t}^{-1}$	0	1.8	1.99	1.88

9.5.9 留村金矿留矿采矿法实例

留村金矿应用了钢板溜井局部放矿的留矿采矿法,较好地解决了上盘围岩不稳固的急倾斜薄矿脉的回采问题。

9.5.9.1 普通留矿采矿法回采中的问题

留村金矿主矿体赋存于一条走向北东、倾向北西的石英脉(带)中,矿体为含金石英脉,品位 3.5 g/t ,倾角 $55^\circ \sim 75^\circ$,平均厚 1.5 m ,矿石稳固。矿体上盘为黄铁绢英岩或黄铁绢岩化挤压片岩,蚀变强烈、裂隙片理发育,稳固性较差,局部地区有断层泥。下盘围岩中等稳固,局部也含断层泥。从矿体倾角和厚度来看,适于用留矿采矿法回采的矿量占总矿量的 60%。

第一个采场长度 40 m ,随着上采,上盘围岩裂隙逐渐扩张,采场作业条件变坏。为此,采取在采场中留下不规则矿柱支撑上盘围岩,于上盘安装长 $1.8 \sim 2.0 \text{ m}$ 的锚杆以及强采等技术措施,矿房上采至 16 m 高时,上盘围岩发生大面积脱落,采场不能进入,被迫停采。

第二个采场设计时,为避免第一个采场的事故再次出现,将采场长度缩短为 15 m ,上盘围岩仍用锚杆支护。当矿房上采至 20 m 时,上盘又发生大面积脱落致使采场停采。

以后又回采了几个采场,但都未成功。采矿损失与贫化均高达 50% 以上,出矿品位在 2 g/t 以下。

由于留村金矿床矿石品位太低,不能采用充填采矿法。经研究,在原用的留矿采矿法基础上进行改进,提出钢板溜井局部出矿的新方案,经生产实践,获得良好效果。

9.5.9.2 钢板溜井留矿采矿法试验

新方案的基本特点是,随矿房上采在采场中央存窿矿石中架设钢板溜井,每循环爆破后的崩落矿石三分之一经该溜井放至采场底部装车,而其余三分之二采下矿石留在采场内,其作用和废石充填料相似,支撑上盘围岩,阻止其变形和片落。为了减少存窿矿石的移动范围,大量放矿时,分为上下两部分。首先通过上层放矿系统,将采场上半部的矿石放出。上部放矿结束后,再通过底层放矿系统,放出下半部的矿石(见图 9-39)。

试验选在 -1.5 m 阶段 5 线的 1505 采场。段高 40 m ,采场长 30 m ,宽 1.5 m ,底柱高 4 m ,顶柱厚 3 m ,不留间柱,采用平底电耙道底部结构,电耙道设于下盘。放矿口间距 5 m 。采场一端为采准天井,另一端为顺路天井,于采场中央架设钢板溜井。上采分层高 1.5 m ,顺路天井和钢板溜井每次架设高度等于回采分层高度。钢板溜井每隔 5 m 高度,用锚杆将其固定在下盘,以防在大量放矿时倾倒。

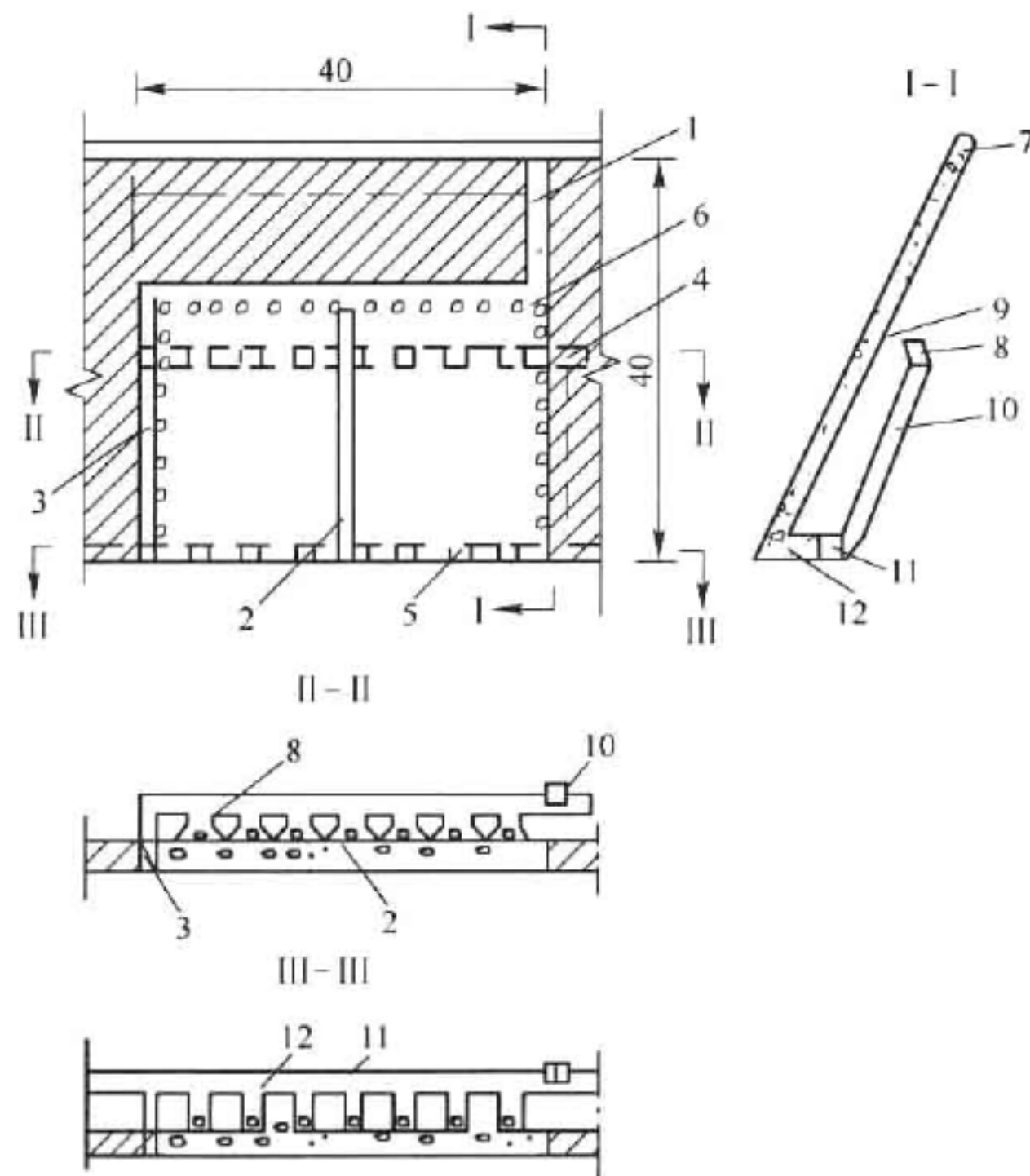


图 9-39 钢板溜井留矿采矿法

1—人行天井；2—钢板溜矿井；3—人行顺路井；4—上层放矿结构；5—底层放矿结构；6—爆落矿石；
7—上中段沿脉巷道；8—上层电耙道；9—溜矿口；10—脉外溜矿井；11—脉外运输道；12—出矿穿脉

试验采场在回采过程中未采用任何支护。试验取得下列指标：一次采矿损失率 4.5%；一次矿石贫化率 5.6%；总损失率 11.6%；总贫化率 18.2%；采场生产能力 50 t/d；回采周期 45 d；大放矿时间 20 d。

留村钢板局部放矿留矿采矿法试验的成功，较好地解决了上盘围岩不稳固的急倾斜薄矿脉用留矿采矿法回采的问题。留在采场中的存窿矿石对围岩起到有效的支撑作用，保证了采场作业安全并防止了围岩脱落；钢板溜井局部出矿方式，提高了三分之一矿量的出矿品位，分上下两部大量放矿，可有效地减少围岩的混入量和在下盘滞留而放不出的矿石量，降低了矿石二次损失贫化。

9.5.10 平度市金矿留矿采矿法实例

平度市金矿采用无矿柱留矿采矿法，大幅度降低了采矿损失与贫化，明显地提高了采场生产能力，创造了较好的经济效益。

9.5.10.1 留矿柱留矿采矿法回采中的问题

平度市金矿有 30 多条矿脉，其中以 1 号脉规模最大。1 号含金石英脉倾角 $70^{\circ} \sim 85^{\circ}$ ，平均厚度 1.64 m，平均品位 17.88 g/t，矿石与围岩均稳固。

过去一直使用留顶柱和底柱的留矿采矿法，采准巷道均布置在脉内。矿块沿走向长 40 m，在其两端设顺路天井，普通漏斗底部结构，漏斗间距 5 m，底柱高 5 m，顶柱厚 3 m。

在生产过程中，发现该矿留矿柱留矿采矿法存在下列问题：

(1) 在采场中央无天井，顺路天井的横撑有可能被崩落矿石折断，恢复天井相当困难，

在采场作业安全性差。

(2) 由于用脉内运输巷道,在同一阶段同时回采几个矿块时,相互干扰。

(3) 上阶段运输巷道用作运输、行人和通风,要求保留时间长,顶底柱不能及时回收,矿柱变形大,回收困难,采矿损失贫化大。

为解决上述问题,该矿试验了无矿柱留矿采矿法,经过 5 年的生产实践,证明无矿柱留矿采矿法是成功的。

9.5.10.2 无矿柱留矿采矿法试验与应用

试验研究的留矿采矿法,不留顶底柱,阶段运输巷道布置在下盘脉外,每隔一个阶段构筑一层厚 0.5~1.0 m 的钢筋混凝土底柱,采空区嗣后用废石或尾砂充填。

矿块长 80~100 m。阶段高 40 m,平底结构,放矿口间距 5~6 m,矿房中央布置脉内通风、行人和探矿天井,两侧设顺路人行井(见图 9-40)。

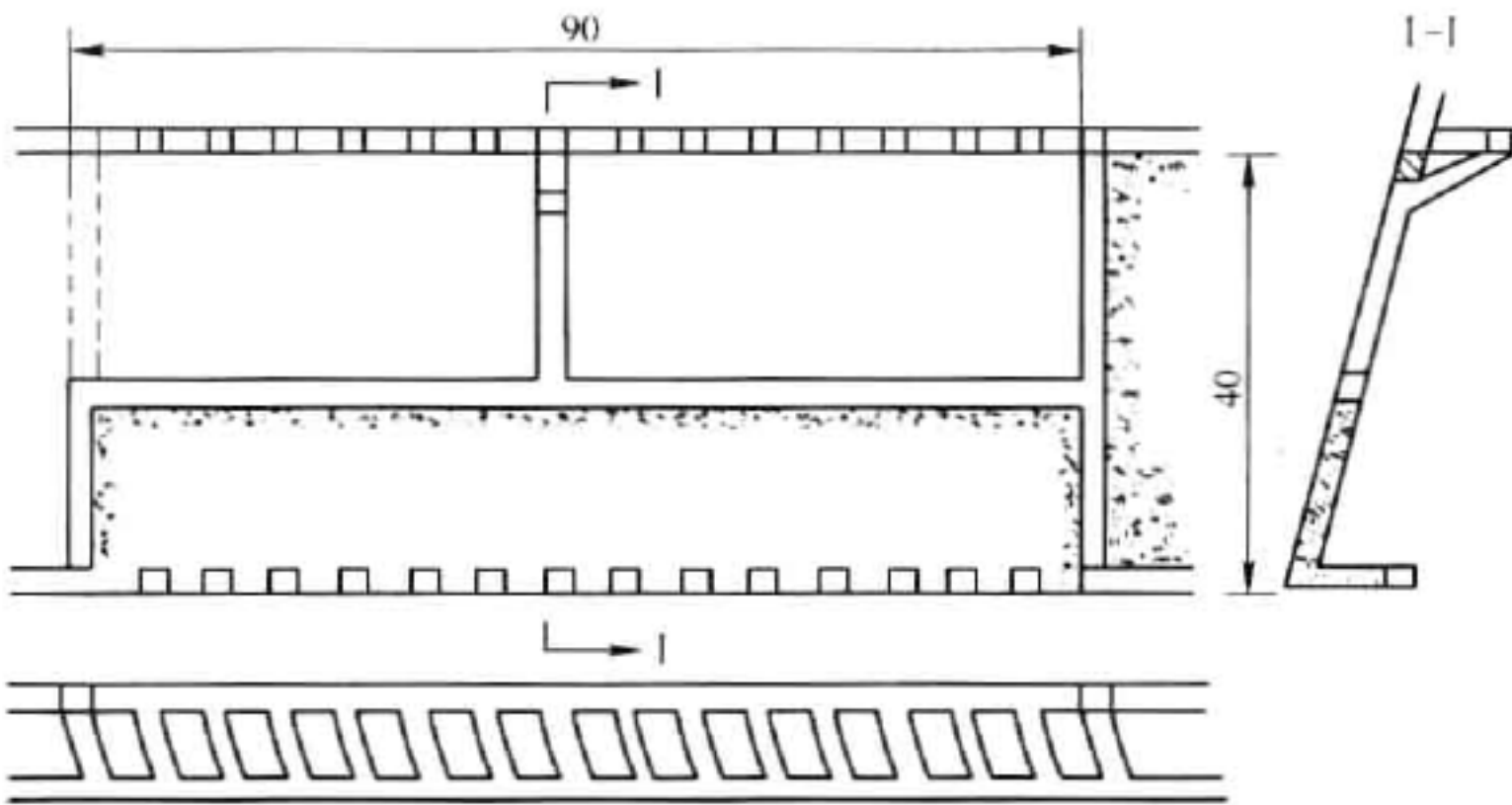


图 9-40 无矿柱留矿采矿法简图

该采矿法回采的主要特点为:

(1) 用沿脉巷道回采第一分层,高 1.5 m,崩落的矿石暂不出矿,站在矿堆上凿完第二层炮孔后,将第一分层留矿出净,然后在出矿口与下盘交接处用块石或砖砌好漏斗隔墙,安装好漏斗嘴,再爆破第二分层炮孔,崩下矿石基本上填平采场,回采第三层的三分之一矿石,可从漏斗放出,按此方法逐层上采。

(2) 当矿房回采至距上阶段采场底板 3.0~3.5 m 时,在矿房两端顺路天井上口架设牢固的安全平台,从顺路井顶板上掘 3.0~3.5 m 小井,与上阶段采场底板贯通,然后由顺路井向中央井后退式回采,用 YSP-45 型凿岩机凿完最上分层炮孔,孔深 2.7~3.2 m,分段爆破,完成矿房回采工作。

(3) 上阶段采场残留的矿石,在大量放矿时一并放出。

无矿柱留矿采矿法的主要技术经济指标见表 9-40。

表 9-40 无矿柱留矿采矿法主要技术经济指标

采矿方法	采矿损失率 /%	矿石贫化率 /%	采场生产能力 /t·d ⁻¹	台班效率 /t·台班 ⁻¹	采准比 /m·kt ⁻¹
留顶底柱留矿采矿法	17.5	23.31	30	30	14.7
无矿柱留矿采矿法	2.16	9.42	100	50	15.8

9.5.11 撰山子金矿削壁留矿采矿法实例

撰山子金矿试验了削壁留矿采矿法,该法的试验成功,为中国岩金矿山创造出一种新的采矿方法及回采工艺。这种新方法适用于矿脉厚 0.4 ~ 0.7 m 急倾矿岩中等稳固的极薄矿脉。

9.5.11.1 矿脉地质条件及试验矿块开采条件

撰山子金矿为中温热液含金硫化物石英脉与蚀变岩型矿床,脉厚 0.3 ~ 0.5 m,倾角大于 60°,矿脉形态较稳定,矿岩中等稳固。矿床水文及地质条件简单。

试验采场选在 27 号脉四阶段 405 矿块。矿块走向长 43.5 m,倾角 62° ~ 75°,阶段高度 37 m,平均厚 0.43 m,矿石密度 2.8 t/m³,平均品位 15.33 g/t,松散系数 1.5。

矿块内有一成矿后小断层,断距不大,构造简单,矿石含硫量少,不结块,矿脉断层处有少量淋水。

9.5.11.2 削壁留矿采矿法试验研究

该法与削壁充填法相反,先崩落矿石留于采场中,支撑围岩,再削岩从废石井运出。因此区别于混采留矿采矿法,采幅较小,降低了贫化率。

矿块采准十分简单,一侧为人行通风天井,另一侧为顺路天井,于采场中央构筑一废石溜井(见图 9-41)。

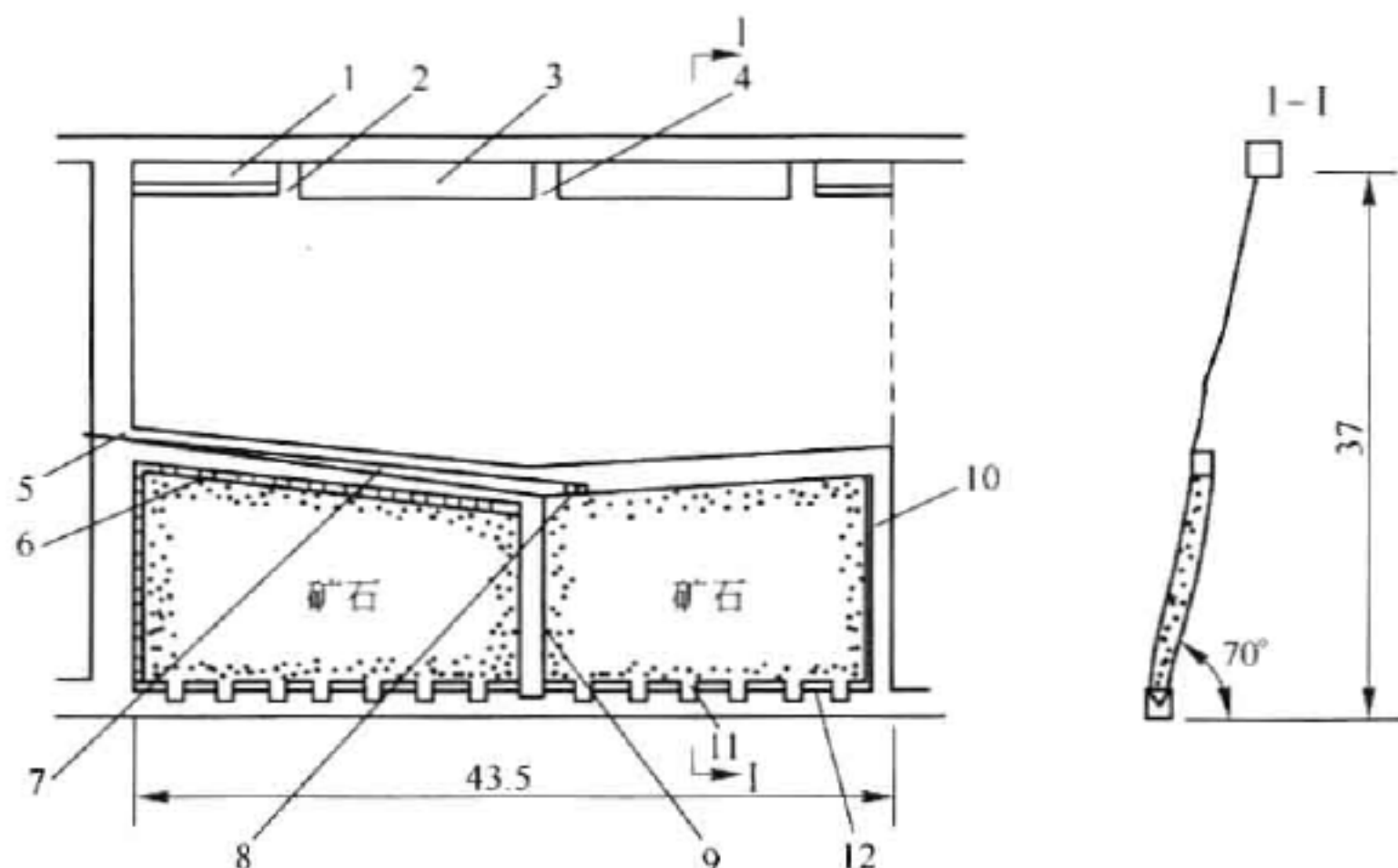


图 9-41 削壁留矿采矿法矿块布置

1—设计人工顶柱; 2—预留放矿岩充填井; 3—顶柱; 4—矿柱中充填井; 5—电耙滑轮固定装置; 6—胶垫;
7—耙斗; 8—电耙绞车; 9—废石溜井; 10—顺路人行井; 11—放矿漏斗; 12—人工底柱

为减少采矿损失,用钢筋混凝土形成人工底柱和局部顶柱,在人工底柱中布置铁漏斗(见图 9-41)。顶柱高 3 m,在中央掘进一天井,做处理采空区放入废石用,两端各掘一充填井,为构筑人工顶柱用。

回采从中央废石井向两端进行,每段长度上分两次对矿脉掏槽崩矿,宽达 0.6 m,一次削壁爆破,削壁宽 0.3 m,采幅总宽度 0.9 m。

掏槽崩下矿石,块度控制在 0.25 m,留于采场内。在削壁爆破前,矿石面上需铺好旧运输胶带和草垫。崩下的岩石用 7.5 kW 小型电耙耙运至中央废石井中运出。为便于耙岩,采

场形成“V”形,两侧倾角为 $3^{\circ} \sim 5^{\circ}$ 。

废石井每节高0.5 m,用2~3 mm 铁板焊成, $\phi 0.7$ m。为防止堵井,在废石井上放置 $0.2\text{ m} \times 0.2\text{ m}$ 格筛。随采场上采,逐渐接高废石井和顺路天井。

试验采场共10名工人,其中凿岩爆破工4名,电耙工1名,支柱工2名,平场工2名,放毛石工1名。实行4班作业制:两班在采场一半两次掏槽崩矿与一次削岩凿岩;一班接人行井,采场铺垫与削岩爆破;一班平场与耙运废石,放毛推车至竖井口。

试验采场自1992年9月底开始试验,至年末回采结束。进入正常循环作业后,平均每天采高0.5 m,落矿量35~40 t,实际作业73 d,共采下矿石2948 t。

矿房采完后,按设计浇注人工顶柱。大放矿共进行38 d,用高压水冲洗采场,共放出3020 t 矿石,采场平均生产能力27.2 t/d。

放矿结束后,充入部分废石,对采空区作局部处理。

9.5.11.3 削壁留矿采矿法评价

削壁留矿采矿法与削壁充填法比较,减少了削岩量,从而减少了材料消耗和降低作业成本。经计算得出,削壁充填法材料消耗量为削壁留矿采矿法的1.41倍,采矿作业成本为1.68倍。

削壁留矿采矿法试验获得的主要技术经济指标为:采场生产能力27.2 t/d;采准比8.06 m/kt;采矿工效4.04 t/工班;采矿损失率1.90%;矿石贫化率33.50%;出矿品位5.49 g/t。

9.5.12 类框架结构留矿采矿法试验研究

广东高要河台金矿开采急倾斜蚀变糜棱岩型金矿床,自20世纪80年代末期投产以来,一直应用浅眼留矿采矿法开采。但是,由于矿体节理裂隙发育,并在矿体下盘沿走向发育一条破碎带,距离0~5.0 m。矿岩属中等稳固而局部不稳固。开采十多年来,存在的主要问题是采矿方法单一,矿柱一律使用中深孔回收,采空区未充填处理,出矿二次贫化大,入选矿石品位低,企业经济效益差等。高村矿区近70万立方米采空区未作任何处理而引发围岩片帮和岩层移动,最后出矿二次贫化率为48.87%(11个采场实际统计资料)。1997年之前每年年末工业地质平均品位7.28 g/t,而历年平均入选矿石品位3.90 g/t。于是在21世纪初期开展低贫损、类框架结构留矿采矿法试验研究。

为解决上述存在的问题于1999年末开展该项技术的采矿法研究,其主要手段是完善矿块结构,改进矿柱回收方法,以人工底柱浅眼留矿采矿法为主要采矿方法,并在矿石品位较高地段采用人工矿柱代替矿石矿柱,主要利用类框架结构处理采空区新技术使今后形成的采空区在中段水平与走向连续长度上分隔开,变连续空区为独立空区,变大空区为小空区,减少中深孔爆破回收矿柱的数量。采矿方法试验研究,通过大量应用人工底柱浅眼留矿采矿法,改进与完善电耙出矿干式充填采矿法,并在矿山生产中应用三强作业技术,使各矿房矿体回采之后的采空区相互独立,出矿贫化率由过去37%降至不足5%,出矿品位大幅提高。

9.5.12.1 开采技术条件

广东高要河台金矿开采含金蚀变糜棱岩型矿床,有高村和云西两个矿区,相距1.5 km。矿体属于急倾斜,平均倾角 $65^{\circ} \sim 85^{\circ}$,最大矿体厚度12~18 m,平均厚度2.55~2.59 m,平均地质品位7.72~8.07 g/t,走向连续长度20~350 m。矿体上下盘均为不够工业品位的糜

棱岩,矿岩界线不清,矿体形态主要为不规则脉状,有分支复合、尖灭再现等现象。矿体无淋水,矿床水文地质属简单类型。矿岩密度 2.75 t/m^3 ,松散性系数 1.6。

9.5.12.2 采矿方法结构与采准切割

A 采矿方法结构

矿块沿矿体走向布置,划分矿房和矿柱(见图 9-42)。一般矿房长度 $40 \sim 50 \text{ m}$,高度为阶段高度 40 m ;矿柱长度 $10 \sim 30 \text{ m}$ (见图 9-42)。为了实现类框架结构处理采空区新技术,首先,需要构筑钢筋混凝土人工底柱,即无论是矿房开采还是矿柱开采,平均品位高于 6 g/t 以上、走向长度大于 20 m 都应一律实施人工底柱。河台金矿人工底柱设计钢筋网度 $0.25 \text{ m} \times 0.25 \text{ m}$ 或 $0.3 \text{ m} \times 0.3 \text{ m}$,设计厚度 $0.4 \sim 0.5 \text{ m}$,强度等级 C20,主筋 $\text{Q235}\phi 14 \text{ mm}$,副筋 $\phi 8 \text{ mm}$,上下盘需要钻凿锚杆眼并灌注砂浆锚杆,主筋与锚杆的焊接长度不小于 0.25 m 。此外,由于底柱宽度一般大于 5.0 m ,并且矿体下盘有一条破碎带,为防止采场片帮导致整个人工底柱塌落,底柱设计时,每隔一定距离构筑一条钢筋混凝土梁。按施工快捷方便看,梁施工于板之上,从支撑受力看,梁施工于板之下有利。梁与梁之间的距离由最初 8.5 m ,后来减至 $6 \sim 8 \text{ m}$,最近 $4.5 \sim 5.0 \text{ m}$ 。如果条件允许,每个人工底柱,应至少有两根梁施工于下盘破碎带之外 1.0 m 以上,插入上盘围岩 $1.5 \sim 2.0 \text{ m}$ 。钢筋混凝土梁的设计,参考有关钢筋混凝土结构构造手册的资料与规定,梁高 0.7 m ,宽 0.5 m 用 6 根 $\phi 18 \text{ mm}$ 螺纹钢作受力钢筋,用 4 根 $\phi 14 \text{ mm}$ 构造钢筋,并有 $\phi 6 \text{ mm}$ 的拉筋及箍筋,底柱的每条副筋均与梁的钢筋相连接,以便提高梁与板的整体强度。其次,落实矿房和矿柱的回采方法,即结合富矿块或特别破碎的厚大矿块首先进行矿柱回采并采用干式充填采矿法,使之形成在立体方向的人工矿柱;然后采用浅眼留矿采矿法进行矿房回采。

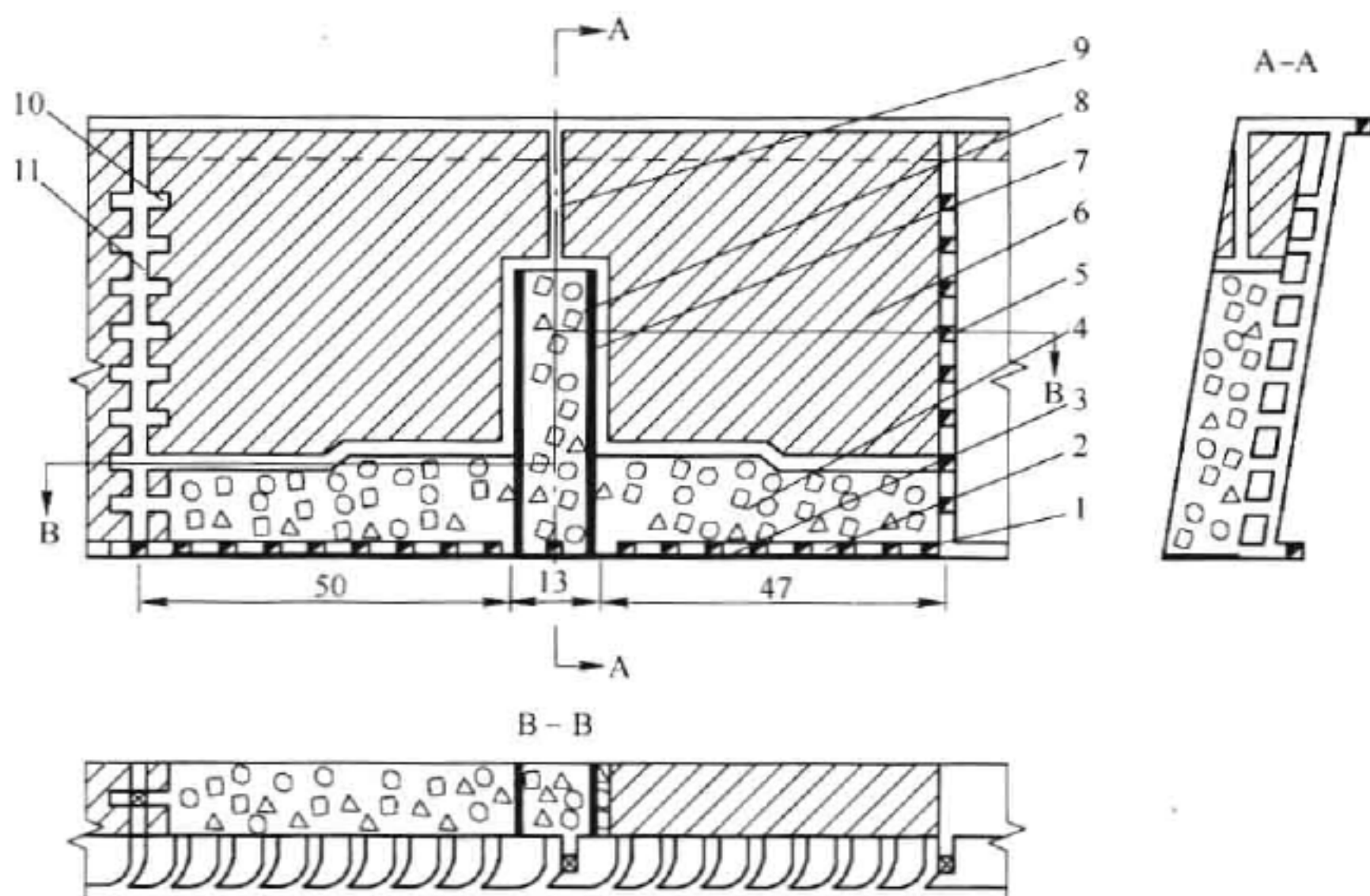


图 9-42 类框架结构留矿采矿法试验研究采场结构示意图

1—出矿横巷;2—阶段脉外运输平巷;3—钢筋混凝土假底;4—矿石;5—联络道;6—矿体;
7—混凝土隔墙;8—充填废石;9—充填井;10—联络道;11—人行通风天井

B 采准切割工程

因矿房和矿柱的采矿方法不同而不同:矿房为浅眼留矿采矿法,其工程主要有采场两边

通风行人天井、采场联络道、下盘装岩机出矿进路、矿房底板切割与施工钢筋混凝土底柱等；矿柱采用干式充填采矿法，采准切割工程包括通风及充填天井、采场联络道（含电耙硐室）、底板施工钢筋混凝土底柱。为了加速干式充填采矿法采场出矿，放矿漏斗最好安装振动放矿机；采场溜矿井过去使用3~4 mm厚钢板卷制 $\phi 1.2$ m的钢溜井，现已使用混凝土隔墙代替，隔墙溜井没有破坏与卡堵之患，也取消出矿格筛，但隔墙与矿石壁间的距离不应低于1.5 m。

9.5.12.3 回采工作

A 人工底柱浅眼留矿采矿法主要特点

人工底柱浅眼留矿采矿法的主要特点有：

(1) 矿房布置、矿块划分、采准方式、采切工程与普通浅眼留矿采矿法没有区别。矿块划分根据河台金矿开采技术条件采场安全暴露面积：即一般不能超过 200 m^2 ；若采空区面积超过 200 m^2 而又小于 250 m^2 ，采场要加强监督，上下盘岩帮要加强砂浆锚杆支护；若采空区面积大于 250 m^2 ，只能采用“三强作业”技术才能保证作业的安全。

(2) 切割层回采高度比一般采场要高些，以保证人工底柱施工之后保证作业人员在正常高度下作业。若钢筋混凝土人工底柱要施工成 $16^\circ \sim 18^\circ$ 的坡度，那么采场切割层还应高些；如果为了回收人工底柱三角矿堆的矿石而构筑人工假巷，那么采场切割层高度应在3.5 m以上；假如采场矿体平均宽度5 m，为了在人工底柱构筑废石三角堆，那么采场切割的高度应该大于5 m。总之，采场切割层回采高度除满足施工钢筋混凝土底柱要求之外，还应与采取回收三角矿堆的技术措施相结合。

(3) 回采工艺、凿岩爆破、采场通风以及平场出矿等作业与普通浅眼留矿采矿法一样。这里需要说明的是，原来采场提倡使用YSP-45型上向凿岩机凿岩落矿，其目的减少采场大块，便于以后采场出矿及中段溜井放矿。而由于上向凿岩采场顶板不平整，并且难以处理，又增大平场工作量等而采用7655型手持式凿岩机凿岩。此法可大大地减少平场工作量，但采场大块太多，若不及时处理很可能被埋在矿石之下而难以处理。

(4) 采场分层回采高度、采场编录、采场取样、采矿损失贫化指标计算等验收制度与验收方法与普通浅眼留矿采矿法无区别。当采用类框架结构解决了采空区处理技术即解决了出矿二次贫化率高的问题之后，目前矿山生产的突出矛盾是如何降低采矿一次贫化问题。这里既有管理因素，又有技术问题；既有施工队采矿凿岩工人的技术与认识问题，又有采区工程技术人员管理与技术指导是否到位问题；既有矿山对下面单位的考核问题，又有采区对每个采场的考核问题。

B 干式充填采矿法的回采特点

a 回采工艺

水平上向分层干式充填采矿法的回采工艺与浅眼留矿采矿法相似，上向分层回采，分层高度为采场联络道高度，即5~6 m，本层矿石采完才能大量放矿。放矿时应注意，一是裸露爆破破碎大块；二是随采场矿石下降而撬净上下盘浮石或危岩，必要时使用砂浆锚杆支护；三是采场应做到顶板平整安全或成拱形。

b 采场充填

采场充填之前要在矿房走向两端砌筑隔离墙，一般使用C15或C20水泥碎石混凝土隔墙，厚度0.5~0.6 m，当矿体厚度大于3~5 m，隔墙中间加 $\phi 14$ mm钢筋，网度 $0.5\text{ m} \times$

0.5 m。一般砌墙与充填同时进行,利用大块废石或碎石作骨料,不加河砂的碎石混凝土强度,经试验达到技术要求,C15 碎石混凝土平均压力 9.7 MPa,C20 碎石混凝土平均压力 12.8 MPa。墙体砌到一定高度留下 1.8~2.0 m 作业空间,用废石填满即形成人工间柱。混凝土墙体构筑时要使用电动振捣器(棒)震捣。当采场回采结束,那时整个人工隔墙也自下而上砌好,中间填满废石而形成一个既可以支撑上下盘岩帮,又可以与两端相邻采场隔开的人工间柱。

c 矿石运搬方式

河台金矿绝大部分采场均使用电耙运搬矿石,其型号有 2DPJ-15 型与 2DPJ-30 型等多种双筒电耙。其优点为:

- (1) 结构简单,坚固而耐用,易于维修,成本低廉;
- (2) 操作简单,工人容易掌握;
- (3) 设备投资少,要求巷道规格小;
- (4) 作业范围广,既可耙矿石又可耙废渣。

但它一般只能直线耙矿,搬迁不方便,耙运距离短。所以,河台金矿一般回采一个采矿联络道高度搬迁一次电耙。如果采场长度为 10 m,一般不用电耙运搬矿石,而是使用人工搬运;并且,其底部隔离层也不用水泥砂浆,而是使用整块塑料布。此种铺垫方式优点是简便快捷、价格合理,使用人工清理而不失其实用性;缺点是不能承受矿石爆破冲击。

d 矿石溜井结构改进

干式充填采场的溜矿井有木材结构、钢材结构等多种方式,视采场矿石量而定。一般采场回采矿石超过 1 万吨,使用钢板结构溜井,直径 1.0~1.4 m,每节高 0.5~1.0 m,由厚度 2~4 mm 钢板在地面卷成圆筒状,有的在地表焊好,在井下连接,有的在井下焊接。据河北东坪金矿试验测定,每毫米钢板通过矿石量 5900~7500 t,按 1.5 备用系数,3 mm 厚钢溜井可通过矿石 11800 t,由此而确定钢板的厚度。但是,钢板溜井有许多弊端,采场越高越容易堵塞,处理更加困难。据此在采场两端使用钢筋混凝土隔墙充填废石这一现实状况,在隔墙与矿石壁之间留下 1.5~2.5 m 的空间作为出矿溜井,出矿效果很好。

e 采场铺垫材料选择和应用

干式充填采场回采作业矿石爆破之前需要铺垫一层隔离材料,其目的—是防止矿石和粉矿混入充填料中造成损失;二是便于使用机械或手工运搬矿石。它应具有如下特点:

- (1) 要有足够强度,能抵御矿石爆破冲击;
- (2) 材料来源广泛,价格低廉,便于采购;
- (3) 利于提升运输,铺设方便而简单;

(4) 最好能多次重复使用,并对井下环境污染少。岩金矿山最早使用采场铺垫材料有黄土、河沙、草袋与帆布等,后来发展到运输废旧胶板、水泥砂浆、混凝土,以及前苏联介绍使用的 6 mm 厚各种规格钢板。在这些铺垫材料中,各矿山应根据自身特点而选择使用。根据矿体形态变化大,采场面积大(一般超过 150 m²)以及使用电耙运搬矿石而采用 C7.5 或 C10 水泥砂浆,在充填料表面胶结 0.15~0.20 m 厚。其配比每立方米用料河沙 1.2 m³、水 0.2 m³,C10 砂浆水泥用量为 363 kg,C7.5 砂浆为 297 kg。水泥与河沙在地表混合后装车运至井下,倒入采场垫上钢板,再加水人工搅拌,手推车在采场一端向另一端铺垫,其强度可达 6~10 MPa,能抵抗矿石爆破冲击,电耙来回运动也未曾发生破坏。

9.5.12.4 技术经济指标

河台金矿自 2000 年进行采矿方法综合试验研究,上向水平分层干式充填采矿法由于在实践中不断加以改进与完善,逐渐成为一种主要辅助采矿方法,其采出矿石量占全年采矿量的比重在逐年增加:2000 年占 4.4%,2001 年占 14.03%,2002 年升至 16.64%。

干式充填采矿法的最大优点乃是采矿一次损失率、贫化率低,以云西矿区 60 中段第一个试验研究的采场为例,3741 采场设计地质矿石量 32512 t,设计地质品位 13.38 g/t。从 2000 年 6 月开始采准切割,历时 3 年,于 2003 年上半年开采完毕,共计采下矿石量 35458 t,采出矿石品位 14.61 g/t。设计采矿损失率 3%,而实际仅 0.73%,设计采矿一次贫化率为 10%,实际为 5.29%。

河台金矿干式充填采矿法其采矿工艺作了上述改进之后,无论采场生产能力、充填效率以及出矿品位等各项指标均有大幅提高,其结果见表 9-41。

表 9-41 干式充填采矿法主要技术指标

采场 编号	矿块规格 (长×宽×高) /m×m×m	采下矿 石量/t	品位 /g·t ⁻¹	采出时间 /d	充填时间 /d	采场生产 能力 /t·d ⁻¹	充填效率 /m ³ ·d ⁻¹	备 注
G40003	40×4.5×40	17100	7.8	425	305	40.2	20.4	试验采场回采结束
Y63741	40×6.6×50	23512	13.38	523	185	45.0	46.6	2002 年正在回采
Y73741	28×8.9×50	15862	13.98	250	129	63.4	45.2	2002 年正在回采
G94446	10×10.5×40	9675	10.39	186	90	52.1	39.7	2002 年正在回采

9.5.12.5 类框架结构采空区稳定性分析

A 人工矿柱与自然矿柱联合支撑空区的技术原理

利用人工矿柱与部分低品位矿石矿柱把上下和左右连续矿体所形成的空区,将垂向连续的空区在中段水平隔开,再把走向连续空区在一定部位隔离。这就如同楼房建筑中用钢筋混凝土的柱、梁、板所构筑不同体积、不同面积的房间一样,将大空区变小空区,将连续空区变独立空区。这种类框架结构支撑空区的方法不但技术上可行,而且经济上也合理。如果设计合理,质量优良,强度是足够的。

B 采空区力学模型和计算数据

a 采空区力学模型

采空区力学模型与矿山生产的基本矿块结构相结合,长×高等于 40 m×40 m,上下中段均为钢筋混凝土底柱,中间夹 5.0 m 厚混凝土人工间柱,两侧为 8 m 的矿石间柱,采场宽度即为矿体水平厚度,根据各生产矿块而定,第一个模型矿厚 3 m(见图 9-43,图中单位为“m”)。

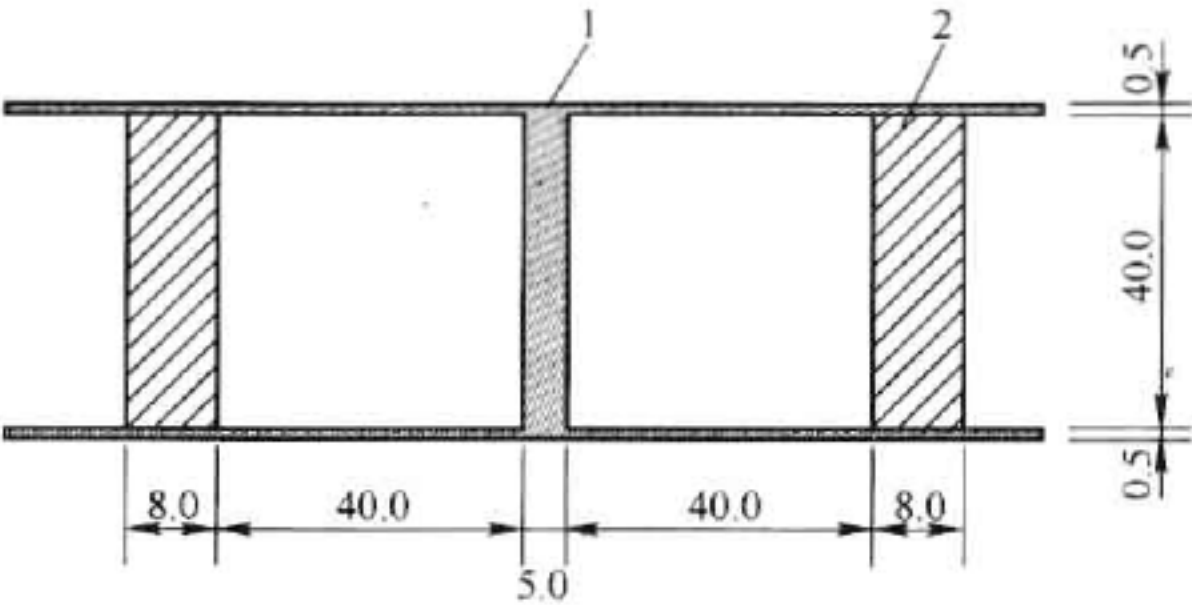


图 9-43 力学模型示意图
1—混凝土; 2—原岩

在此基础上力学模型加以延伸,其方法有四种:一是矿体厚度从 3 m 开始,逐步增至 5 m、7 m 与 9 m;二是采场宽度定为 3 m,而其长度由 40 m 分别增至 60 m 和 80 m;三是采场宽度及长度不变,高度由 40 m 增至 100 m;四是云西矿区生产实际模型。

b 计算数据

河台金矿矿岩力学强度指标及混凝土力学参数见表 9-42 和表 9-43。

表 9-42 岩石力学强度指标

岩石名称	抗压强度/MPa	RQD 值	岩石质量指标/m
混合千糜岩	71.5	0.691	1.785
千糜岩	100.5	0.415	1.390
糜棱岩(矿石)	162.5	0.410	2.116

表 9-43 矿岩及材料力学参数

岩石名称	弹性模量/MPa	泊松比	重度/MN·m ⁻³	内聚力/MPa	内摩擦角/(°)	抗拉强度/MPa
围岩	5000	0.20	0.0272	5.5	38	3.0
矿体	5200	0.20	0.0272	3.8	35	1.8
破碎带	3000	0.25	0.0270	1.8	32	0.8
碎石充填体	2800	0.30	0.0214	1.0	23	0.6
C20 混凝土	25000	0.20	0.0250	20.0	41	10.6
C15 混凝土	22000	0.20	0.0250	18.0	40	8.0

C 类框架结构支撑采空区有限元分析

a 计算程序

在采矿工程中,不论是巷道是采场,还是充填料都是在三维空间中,处于三维受力状态,三个主应力(即水平主应力 σ_1 、水平次应力 σ_2 和垂直应力 σ_3)对采矿工程的稳定性均有重要作用。同时,采矿过程是动态的,无论采场结构还是岩体受力状态都在不断变化。因此,采用三维有限元方法来分析这个问题。计算采用 3D- σ 计算程序,它主要模拟岩土工程结构在三维应力、应变状态条件下的力学行为及动态变化规律。

b 破坏准则

研究范围涉及的岩体为糜棱岩、金矿体、脉岩和充填体,这些介质均属弹塑性材料,适用于莫尔-库仑破坏准则。其计算公式为:

$$(\sigma_1 - \sigma_3)/2 = [(\sigma_1 + \sigma_3)/2] \sin\varphi + c \cos\varphi$$

$$f_s = \sigma_1 - \sigma_3 [(1 + \sin\varphi)/(1 - \sin\varphi)] \sqrt{-2c(1 + \sin\varphi)/(1 - \sin\varphi)} \tag{9-3}$$

式中 f_s ——破坏判断系数,当 $f_s \geq 0$ 时,材料处于塑性流动状态,当 $f_s \leq 0$ 时,材料处于弹性变形阶段,在拉应力状态下,若拉应力超过材料的抗拉强度,那么,材料将发生拉伸破坏;

σ_1 ——最大主应力,MPa;

σ_3 ——最小主应力,MPa;

c ——材料内聚力,MPa;

φ ——材料内摩擦角,(°)。

c 模拟开采过程

模拟开采过程如下:

(1) 根据矿体所处位置及围岩条件,形成初始应力场。

(2) 实施分步开挖。其开挖原则与矿体开采顺序相关,自上而下分中段回采,对每个采场具体开采时则自下而上开挖。根据各模型的不同,将开采过程分成7~9步。其意义为自上而下开采一个矿体时,为第一开挖步,可能是40 m或80 m的中段,第二开挖步也可能是40 m或80 m的中段,但第三、第四开挖步可能是先开采采场两侧矿体,第五、六、七开挖步为本采场的上向开采,直至采场开采结束。

d 主要结论和建议

经单元划分形成计算网格,根据各模型的结构参数和计算范围不同,生成的计算节点为29779~58170个不等。通过8个模型的计算和作图,综合分析其最大与最小主应力、垂直和水平方向位移,纵剖面最大主应力及其水平位移值等资料,可以得出如下几点结论和建议:

(1) 最大应力和最小应力在矿体及附近围岩中产生较大的应力集中,且随矿房面积的增大,应力集中程度和应力集中区域也越大。当矿房高度达100 m时,应力集中超过80 MPa,远远大于原岩应力。

(2) 由于顶柱和底柱由混凝土构筑,顶、底柱位移都被限制在比较小的范围,不会对回采产生大的影响,但在矿体的上下盘其水平位移较大,特别是模型7,位移80 mm,足以造成矿房发生破坏。

(3) 几个模型的综合比较结果为:模型1、模型2、模型3、模型5的围岩稳定性比较好,不会产生矿房破坏,其应力集中和位移都要小于其他模型,安全性最好。模型4、模型6的安全性较差,在回采过程中要加强支护并要严密监视采场地压活动情况,防止事故发生。模型7的安全性最差,虽然在人工间柱的中间部位用混凝土分为上下两层,但从计算结果看,并不能有效阻止围岩移动,容易产生安全事故,故不推荐采用此种设计方案。模型8是矿山实际采用的方案,其安全性可以满足矿山生产要求,由于实际采场上下并不对应,在一定程度上减少了采空区的面积,有利于采场稳定,但随着采矿向深部推进,上部未充填空区可能成为新的安全隐患,应当加强其应力位移的监测工作。

D 主要应用效果

(1) 降低采矿二次损失贫化。云西矿区最早利用类框架结构处理采空区,应用三年中已有110 m、60 m等多个中段采场的矿石采完出净,其总采矿损失率为3.58%,总矿石贫化率15.27%。这些指标,比矿山历年平均采矿一次损失贫化指标要低。

(2) 提高出矿品位。类框架结构采空区处理新技术应用仅用两年之后就产生明显效果,2002年与2001年相比,出矿品位大幅提高,由1月份开始出矿品位达5.19 g/t,2月份升至7.15 g/t,以后在5.41~8.21 g/t徘徊,至年末平均达6.25 g/t,比2001年同期5.23 g/t纯增1.02 g/t。

· 9.5.12.6 评价

这种技术的应用极大地降低出矿二次矿石贫化和损失,提高出矿品位。经2002年年末技术总结统计,云西矿区110 m、60 m两个中段已采出矿结束采场,平均一次采矿损失率2.30%,一次矿石贫化率14.50%,优于河台金矿13年来一次损失率3.75%,一次贫化率

16.33%的技术指标。出矿二次损失率仅1.6%,二次贫化率2.60%,因而,综合采矿总损失率3.58%,总贫化率15.27%,这个结果,优于高村矿区已结束并闭段的200 m、240 m两个中段损失贫化总指标,其分别为22.56%与24.63%。

9.5.13 残矿回采与采空区处理技术

9.5.13.1 残矿回采

A 概述

21世纪中国黄金矿业开发具有如下特点:开采矿石品位越来越低,过去存留的尾矿大都重新利用,由于已经发明了新的选冶技术而过去那些不能利用的低品位难选冶资源将得到大规模开采,过去留存于矿房边部矿体、矿石矿柱、采空区残留矿体等将得到充分回收。

矿柱回采和空区处理应该遵循以下原则:

(1) 统一性。矿房与矿柱回采是矿块开采过程中紧密互相联系的互为条件之两个步骤。矿柱回采受到回采矿房所形成的条件影响,但又反作用于矿房回采方案和工艺之选择。一般来说能否合理地解决矿柱回收问题是两步骤采矿法诸方案的优劣所在;当矿体厚大并矿石价值高者更是如此。采矿方法应该包括矿房、矿柱回采与空区处理的整个过程。但是,在矿山生产实践中却往往由于发展太快、三级矿量不平衡、备采矿量严重不足、每年必须完成上级下达的任务或计划与盈利指标等等原因而只顾矿房回采,忽视矿柱包括顶、底、间柱的回采。我们提倡在选择矿房、矿柱回采工艺时应该包括空区处理方案,不要单单只顾矿房回采。

(2) 及时性。矿柱能否及时回采其效果迥异。及时回采矿柱的优点在于:可以及时处理采空区,控制地压;消除安全隐患,降低巷道维护费用;缩短采掘作业生产线,便于集中管理;提高采准巷道利用率,避免不必要的重复采切工作,提高设备的利用率等。这在黄金矿山,不但需要做到矿柱及时回采,而且,提倡尽量压缩生产作业中段,以利于降低生产成本,便于施工管理,一举数得。

(3) 合理性。为了促进及时回采矿柱和处理空区,应该从资源利用、安全生产、经济效益等方面对矿柱回采进行全面的正确的技术经济分析。矿柱回采的技术条件比矿房回采复杂得多,也困难得多,回采技术经济指标也远远低于矿房。但是,由于矿体开拓费用、与矿房回采的采切费用、管线电缆敷设费用等都与矿柱回采与否无关,矿柱的回采成本仅由回采矿柱所需要追加的采准、回采,以及其他相关费用组成。因此,其经济效益未必低于矿房,在很大程度上取决于所采用的回采方法和回采是否及时。矿柱所在部位多是矿区应力集中部位,被矿房和巷道切割,又经过矿房爆破动力破坏,其地压管理、落矿、放矿等工艺条件大不同于矿房。因此,不能沿袭矿房回采的经验,要根据矿柱开采的特殊条件采用相应的技术措施。

岩金矿山残矿回采是一项十分特殊的工作,已经不同于一般的矿柱回采,相对正常采矿而言,其制约因素很多,空区形态复杂,矿岩稳固性差,在选择回采区域及选定回采方案时,应遵循以下原则:

(1) 安全第一。确保安全的残矿回收工作应遵循的首要原则,在地测资料收集、现场勘查、确定方案和具体施工时,必须认真贯彻“安全第一、预防为主”的生产方针,把安全工作摆在一切工作的首位,决不能冒险作业,要强化安全确认制度的实施。但对安全参数的界

定,应突破成规思维,根据具体的工程地质条件,合理确定采空区稳定的暴露面积。

(2) 效益优先。回采残矿的根本目的在于充分回收资源,提高经济效益,延长矿山服务年限。因此,应准确提供矿体品位资料,根据当前保本开采品位来圈定可采矿段边界,尽可能多地采出有用矿石。

(3) 统筹规划。每个矿块的残矿回采要一次性规划,合理的确定回采顺序,使各残采点、正常回采段在时间和空间上相互兼顾,相互衔接,防止顾此失彼,再次留下安全隐患,尽量不给邻近残采或下中段正常开采留下安全隐患。

(4) 先易后难。在兼顾大局的情况下,宜先易后难,并优先回收价值高的残矿,有利于增强信心、增加效益并积累各方面的经验,为进一步顺利回收所有地下宝贵地质资源打下一个良好的基础。

B 空场采矿法的残矿回采

a 一般情况

目前,岩金矿山大多采用以浅眼留矿采矿法为主,全面采矿法、房柱采矿法为辅的空场采矿法约占 50%,各种充填采矿法近年有所提高,占 40% 以上,其余为崩落法及多种方法相结合。空场采矿法在中国黄金开采中过去、现在或将来都仍然占有很重要的地位,采用此法的黄金矿山数量最多,它所形成的空区也最多,其残矿回收数量也最大。岩金矿山,尤其中小企业绝大多数开采多种倾角薄矿体的含金石英脉,又多用空场采矿法,过去留下大量矿柱,但随着黄金资源的减少,金价坚挺并走高,大都组织残矿回收。随着生产发展,社会进步,很多矿山应用无矿柱或人工矿柱采矿法,所留矿柱已很少。

b 广东高要河台金矿矿柱回采

(1) 矿床开采技术条件。广东高要河台金矿开采含金蚀变糜棱岩型矿床,先后开发高村与云西两个矿区,其中高村矿区 1986 年建设,初期生产能力 250 t/d,后开凿竖井与延深,目前已达 500 t/d。该矿区开采的是含金糜棱岩矿床。它产于蚀变糜棱岩带的中下部,严格受岩带产状控制。高村矿体的 11 号糜棱岩带全长 1440 m,宽 30 m,总体走向北东 70°,倾向北西,倾角 70°~80°,工程控制延深大于 600 m。矿体西端出露地表,深部向北东侧伏。矿体平均厚度 2.55 m,平均品位 8.07 g/t,矿体总体走向长度大于 500 m,但连续长度约 300 m,在走向和垂向均呈舒缓波状,分支复合、膨胀狭缩现象普遍。矿体以脉状为主,也有透镜状矿体存在,整体连续性较差,尖灭后一般呈右行侧列式产出。矿体与围岩没有明显界线,上下盘均为不够工业品位的糜棱岩,矿岩坚固性系数 $f=10\sim16$,但断层节理发育,在走向长 700 m 有 $F_1\sim F_7$ 共 7 条成矿后构造破碎带切穿矿体,所以矿岩中等稳固而局部不稳固。矿床涌水量小,水文地质属于简单类型。矿岩密度 2.75 t/m^3 ,松散系数 1.6。

(2) 采矿方法。对于急倾斜薄矿体矿岩中等稳固的矿床开采,自 1989 年投产以来一直以浅眼留矿采矿法为主要采矿方法。矿块一般沿矿体走向布置,规格与探矿网度相一致,即 $40\text{ m}\times40\text{ m}$,划分矿房与矿柱,矿柱分顶柱(高 3 m)、底柱(厚 3~5 m)与间柱(8 m),占矿块矿量 30% 左右。一般先采矿房,后采矿柱。矿房上向水平分层留矿采矿法回采,过去底部结构多为漏斗电耙出矿方式。矿柱一般为小分段空场采矿法,扇形中深孔凿岩,一次性爆破回收。这种回采工艺简单、管理方便、能力大与成本低;但缺点主要是没有一个采空区有效处理方法,使一些连续性矿体回采产生大面积采空区,由于节理裂隙发育与大爆破震动等原因而导致围岩塌落,严重者引发岩层移动与山体滑坡,使后期许多矿房在覆盖围岩下出矿。

矿山估计二次损失率5%,贫化率37%,而统计40 m、80 m、120 m 等中段11个采场实际二次贫化率高达48.98%。

(3) 残留矿柱产生原因。残留矿柱产生原因有如下几个方面:

- 1) 矿山生产初期三级矿量不平衡,选矿处理量远远大于采矿量,主要精力放在规模矿块开采上,忽略了投入大、工效低的边角矿体回采;
- 2) 采矿贫化大,入选品位低,为了提高出矿质量,一些低品位边部矿体不予回采;
- 3) 初步设计提出使用人工矿柱代替矿石矿柱,但一直未实施,采空区处理方法不当,间柱来不及回采被废渣包围;
- 4) 未发现和遗漏一些盲矿体,以及采丢一些边角矿体;
- 5) 因多种原因,回采难度较大的矿体未回采。

(4) 残矿资源二次开采方法有:

1) 充填法与留矿采矿法回采16线间柱。120~160中段16线间柱是属于左右两个矿房回采后或被黄泥或被大块片落围岩充填的残矿,间柱宽8 m,平均厚6.7 m,高30 m,地质矿石量约4000 t,平均品位9.78 g/t,当时16线天井自132 m以上已被黄泥堵死,而靠120中段10 m由于围岩破碎而堵严,无法使用。在查清这些情况后先从160中段16线天井下向挖掘黄泥,清理出天井作为回采通道,然后在120中段穿脉巷道施工一条60°斜井通16线天井为下放矿石通道。由于品位较高且两边采空区已填满,所以,以16线天井作联络道先用充填采矿法从130水平回采3个分层,由于每分层高不足4 m,取空区黄泥充填,沿16线天井安装直径1.2 m钢溜井放矿,但采至140 m时由于上部间柱厚度变大,增至10 m且节理裂隙发育,分层充填难以实现,便以钢溜井为中心,构筑一条长4.3 m出矿人工混凝土假巷作为出矿漏斗,并沿上盘掘一横巷再施工出矿天井,仍以16线天井作自由面用浅眼留矿采矿法回采至160 m水平以上5 m,如图9-44所示。此采场由于施工难度大且多采约2000 t矿石,从开始动作至出矿结束耗时1年零2个月。

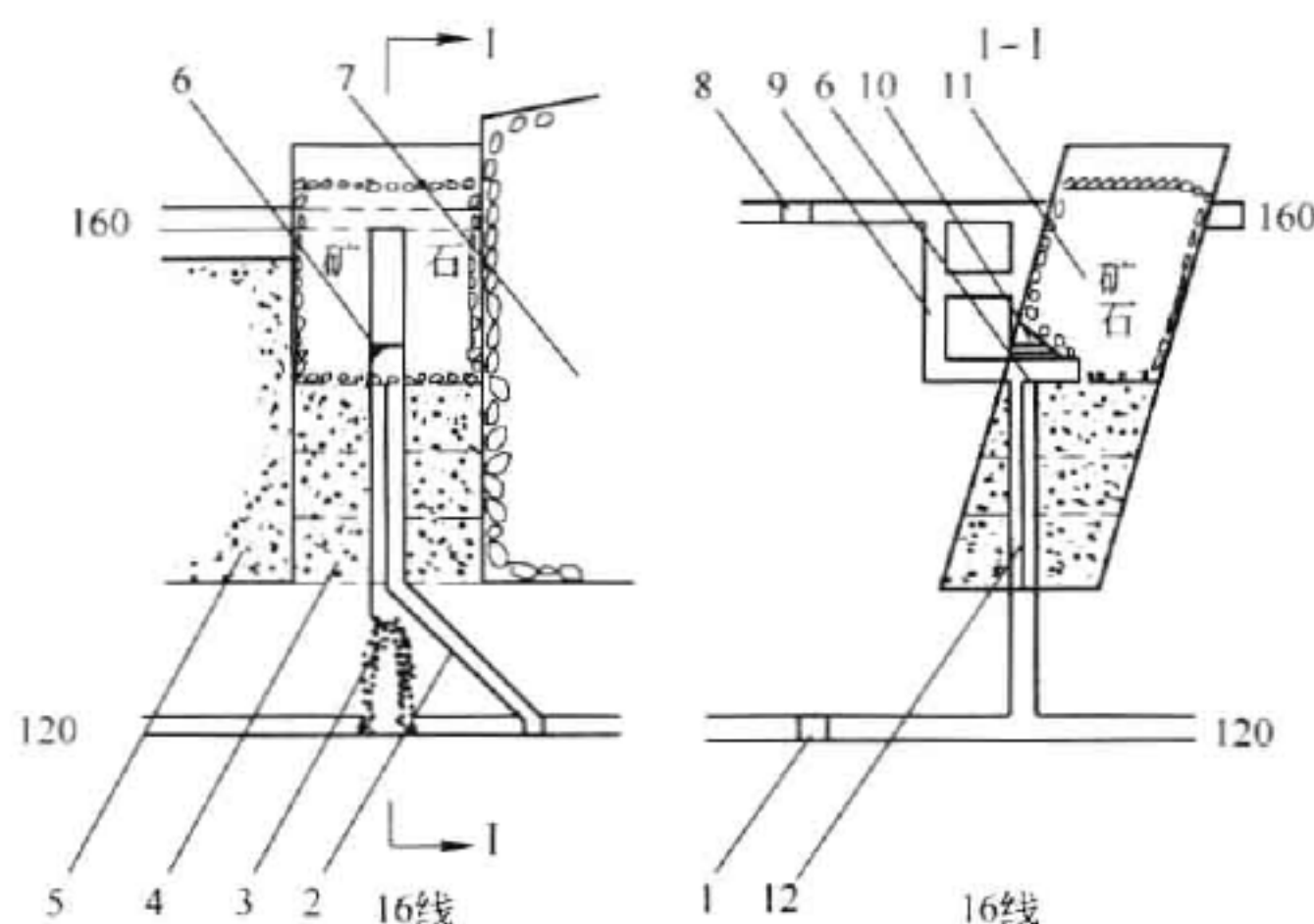


图9-44 充填法与留矿采矿法回采间柱示意图

- 1—120中段平巷; 2—60°出矿溜井; 3—16线下部天井; 4—充填黄泥; 5—空区黄泥;
6—混凝土人工假巷; 7—空区大块充填废石; 8—160中段平巷; 9—上盘出矿天井;
10—假巷上部黄泥三角堆; 11—留矿法回采矿石; 12—钢溜井

2) 横撑支柱与全面空场法联合采矿。120 中段 1~3 线 30 多米长有一支矿体,平均脉厚 2 m,平均品位 12.8 g/t,由 1 线以 28° 向上倾斜,平均高不足 10 m,地质提交储量 1800 t,但经 120 以下 5 m 探矿后品位很差,不超过 1 g/t,损失矿量 1000 t。根据这种矿体开采技术条件在 120 中段安装 1 台 15 kW 电耙,以 80 中段 0 线天井作溜井,沿 28° 倾角使用全面采矿法上采,但采至 3 线以后,继续探矿发现矿脉延长且倾角变陡增至 55°,再使全面空场法就无矿石当工作台,不得不沿矿脉架设横撑支柱并铺上木板作工作台,直至该残矿回采结束,但经补充探矿后储量增加 1250 t,采完矿石后把空区浮石处理干净,在 10~17 m 高的空区下用电耙和人工出矿。

c 江西金山金矿残矿回采

(1) 矿床开采技术条件。金山金矿区地处赣东北韧性剪切带蛇绿岩混杂岩带之韧性推覆变形带中,矿体产于金山-株林韧性剪切带应变中心超糜棱岩、糜棱岩-金矿化蚀变岩带中。矿床成因类型为受韧性剪切带控制的变质热液型金矿床,工业类型为贫硫化物蚀变岩型矿床。

主矿体总体走向北西-南东,平均倾角 22°,在倾向上有尖灭再现,呈多次叠瓦状产出的趋势,其走向上连续性也较差,矿体厚度 0.5~31 m,矿体主矿层下盘近矿围岩多为变安山质玄武岩、含碳千糜岩,上盘近矿围岩主要为安山质玄武岩、砂质千糜岩。矿体及其顶、底板围岩属半坚硬至坚硬完整稳固性层状岩体, $f=6\sim10$,岩体结构类型属 II 类,以 III、IV 级结构面为主。矿区断层多但规模不大。矿区水文地质条件属简单类型。

(2) 采矿方法。对于缓倾斜薄矿体金山金矿一般采用全面采矿法或不规则房柱采矿法回采。投产初期采用人工出矿,以平巷扩采形式类似于进路房柱法或全面采矿法之较为原始的平面空场采矿法,设备投入极少。作为当时经济技术实力十分有限的小型金矿来说,这种方法有着投入少、见效快的优点。但这种采矿形式对日后的金山金矿影响深远,时至今日仍留下为数不少的楼板矿柱未能回收,采矿损失较大。随着生产能力的扩大及设备实力的增强,以 15~30 kW 电耙出矿的普通浅眼房柱采矿法得到大面积推广,根据矿体厚度及矿岩稳固性矿房跨度 7~15 m,房间柱宽 2.5~5 m,矿房倾斜斜长平均约 50 m。从实践看,这种采矿方法对垂厚 8 m 以内的矿体回采尚属成功,但对于中厚以上矿体,因浅眼凿岩及空区内出矿的限制,往往很难回采到顶,且留下的条柱规模不小。因此,该法对厚大矿体的回采率较低,据统计仅为 50%~60%,且因在十多米的空场下出矿,安全压力十分巨大。在矿山发展期间曾与多个设计研究单位合作进行过爆力运搬采矿方法试验,后因在上山中凿岩困难、大块率高、放矿困难等原因未能推广。

(3) 残留矿柱产生原因。金山金矿是一个日处理原矿量 2000 t/d 的大型地采岩金矿山。因技术力量的缺乏、施工能力的不足及采矿管理过程的简单粗放,导致该矿多年来生产一直较为被动,疲于应付生产使得不少矿块未能做到规划开采,采矿损失很大;另外多年来只注重高品位矿段的回采,多重原因导致如今的金山金矿几乎无完整矿块可采、但又面临处处有矿的尴尬局面。目前不少采空区的顶底板、空区间的条点柱、复杂矿块的边角部位、脉内主运输巷以及上下空区楼板均残留了大量有回采价值的矿石,据统计有 150 万吨残矿。为此,抓紧进行残矿回采工作,对提高全矿经济效益和延长矿山服务年限有着十分重要的意义。近年来,该矿已投入不少人力物力进行了残矿回收工作,有的已见成效。

(4) 残矿资源二次开采特点为:

1) 房间条柱及额、尾端部残矿。这种类型在上山房柱采矿法中多见,主要因为对空区

稳定性的担忧及施工方便,空区间保留了连续条柱,加上采用浅孔压顶落矿方式,切割工程和联络工程少,空区的两头采成自然斜角形成损失,见图 9-45。

2) 平采空区底板三角矿。因建矿初期技术力量有限、机械化程度低,一般是见矿采矿,采取在平巷中扩帮采矿形式,其形成的空区底板残留了不少三角矿。部分上下空区局部采透,但在上中段空区下盘端部仍保有部分三角矿,经常存在的一种形式见图 9-46。

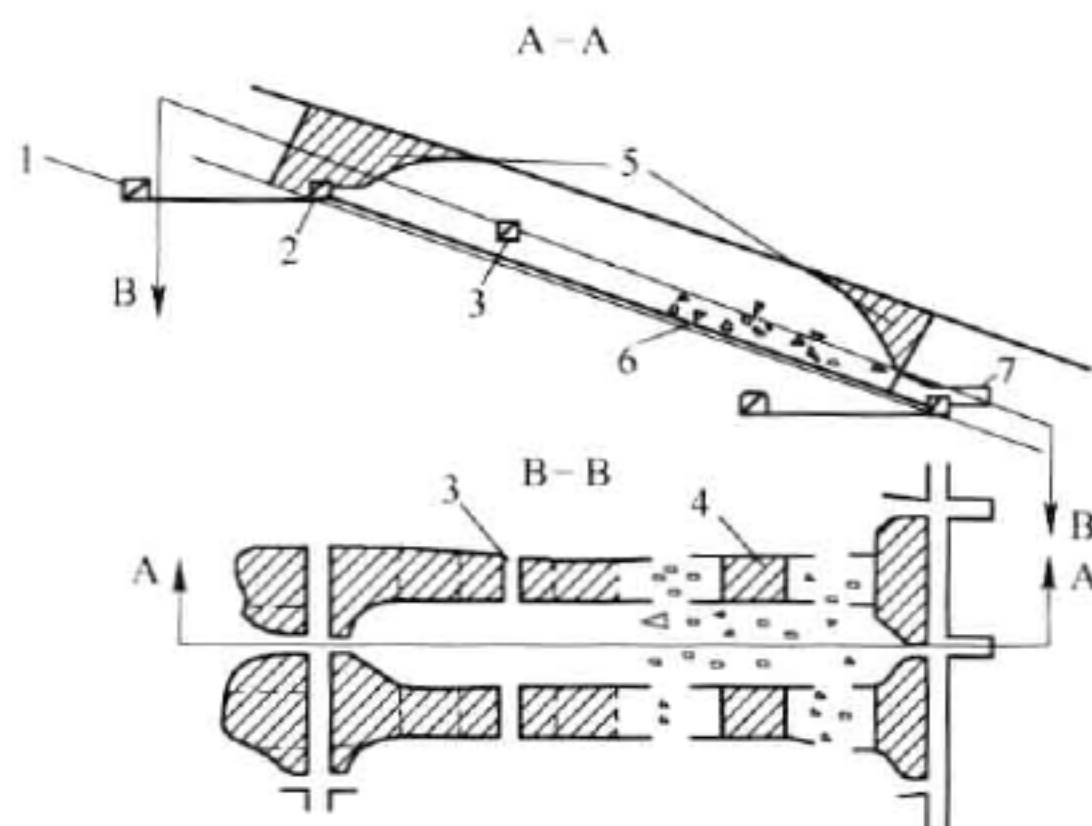


图 9-45 房间条柱及额、尾端部残矿回采

1—脉外运输巷; 2—脉内运输巷; 3—间柱切割巷;

4—条柱变点柱; 5—额、尾端部残矿;

6—采下残矿; 7—电耙硐室

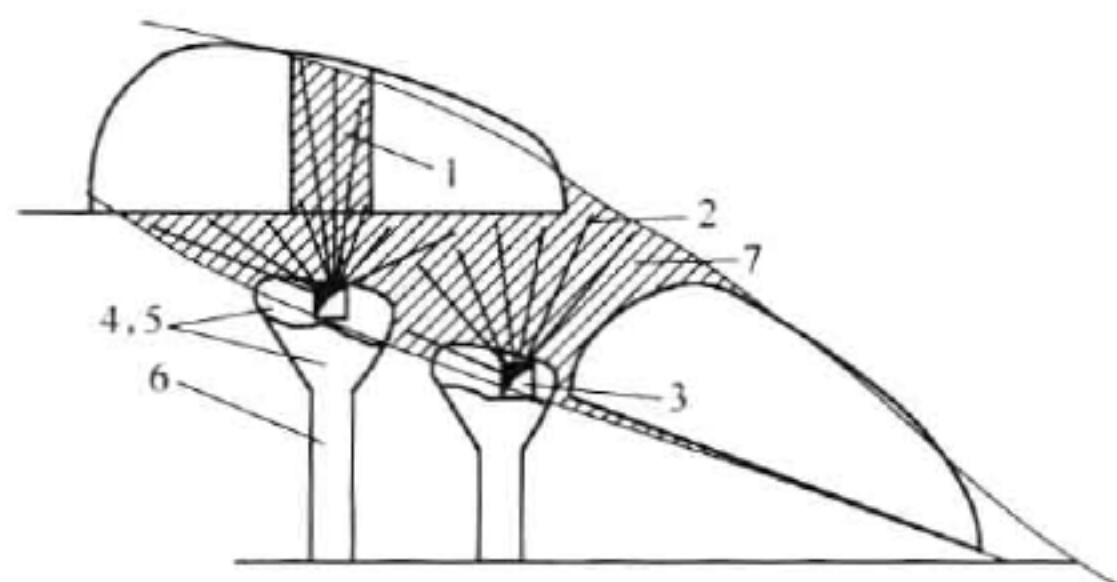


图 9-46 平采空区底板三角矿回采

1—上空区点柱; 2—残采中深炮孔; 3—走向凿岩巷;

4—切割拉底空间; 5—放矿溜井漏斗;

6—高斗井; 7—底板三角矿

3) 厚矿体空区顶板残矿。许多矿体在地质资料尚未提交的情况下即迫不及待地进行了浅孔落矿回采,在回采过程中发现矿体很厚,因担心空场出矿安全或因其他采切工程未施工,在这种情况下只好放弃回采而形成顶板残矿。这种类型的残矿其地测资料较为欠缺,一般在回采前需补充相关地测资料。其典型样式见图 9-47。

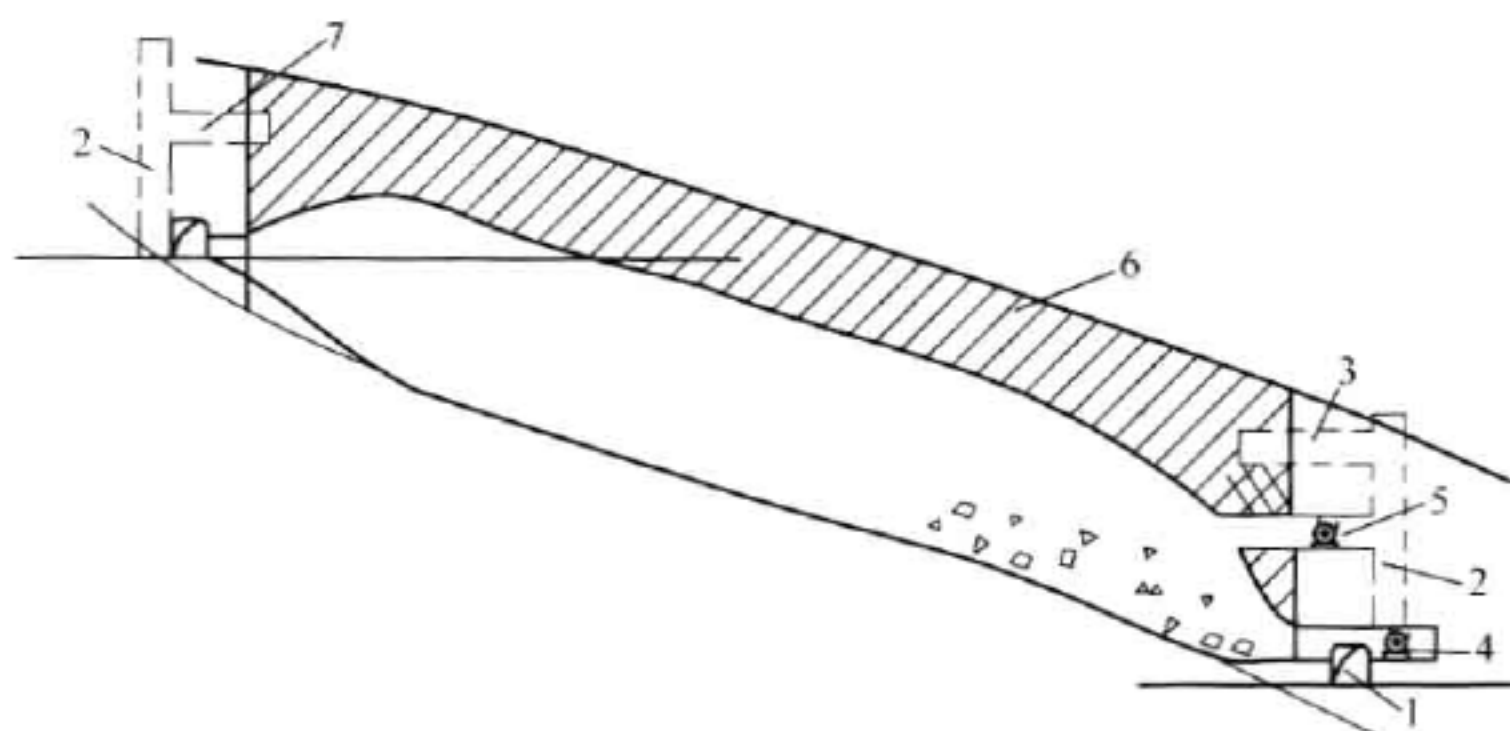


图 9-47 厚矿体空区顶板残矿回采

1—脉内沿脉巷; 2—行人联络天井; 3—联络及耙矿硐室; 4—出矿电耙; 5—联络及凿岩巷; 6—残矿; 7—联络道

4) 脉内主巷压矿。部分中段直接将生探沿脉巷道作为主运输巷投入使用,上下中段回采结束后形成主巷压矿。另有部分中段是先采下中段后采上中段,因回采顺序紊乱而需单独考虑顶底柱回采,此残矿含本中段底柱、下中段顶柱及主巷本身压矿。

5) 大而密点柱。在老系统多见,因大多采用人工出矿,对顶板安全或对矿房跨度的认

识较为保守,一是矿房跨度较小;二是矿房间点柱留得较密较厚。

6) 楼板矿。这种类型在品位较高原矿地段多见,常为了调节出矿品位而将所见富矿在上中段平面上扩采,而在下分层因担心回采及出矿安全采成了一隔离小空区,中间保留了一隔层,形似楼板,俗称楼板矿,见图9-48。

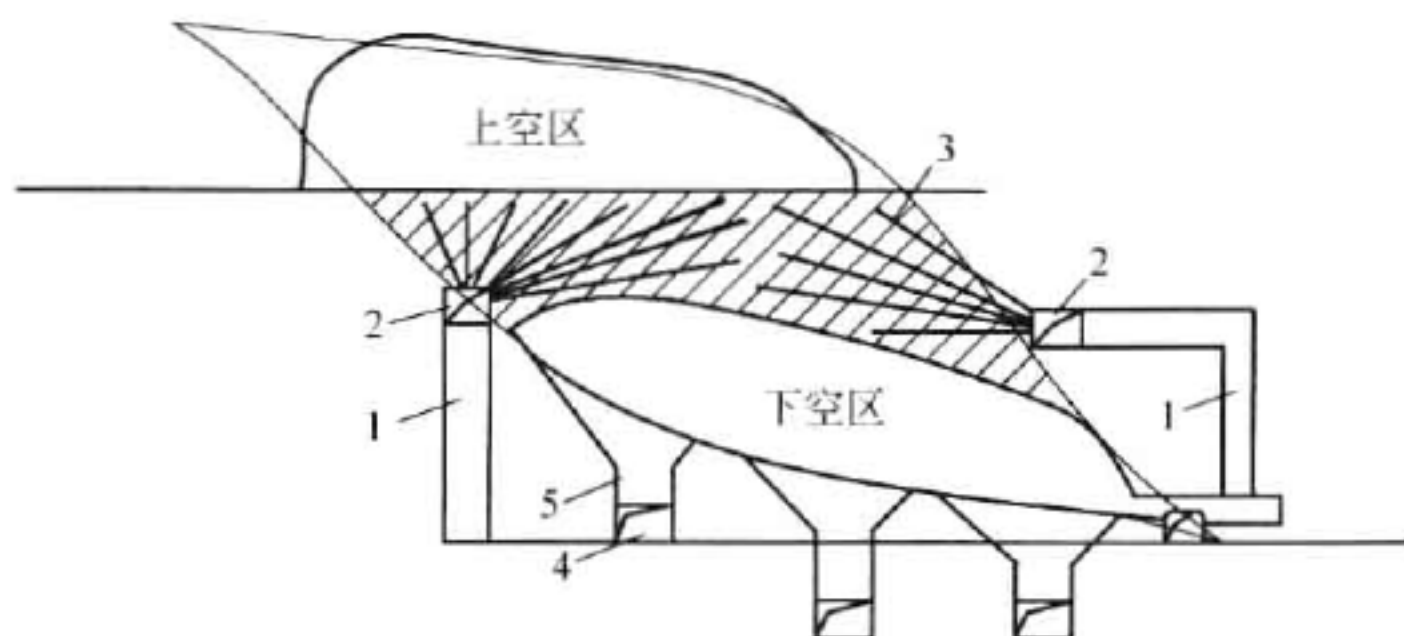


图9-48 楼板残矿回采

1—联络天井; 2—中深孔凿岩巷; 3—中深炮孔; 4—出矿进路; 5—斗井

7) 复合型残矿。上述两种或几种残矿类型的混合,特别是在老系统,残矿存在形式大多为复合型。

(5) 残矿资源二次开采方法有:

1) 房间条柱及额、尾端部残矿回采。这种类型的残矿回收较为简单,其实质是对前期的二次回采,但空区稳定性较差、条柱薄的不考虑回采。其回采工艺如下:第一步,按倾向间距补掘条柱间的切割横巷,利用切割横巷用浅孔对条柱进行拉底施工,此部矿石需用电耙全部耙出采场或堆积在空区。第二步,采用上向浅孔进行挑顶施工,回采空间不足时用电耙平场,分层回采至顶。第三步,利用靠近上、下端部切割下来的条柱矿石作为平台,对额、尾柱进行挑顶,此时可用3 m甚至4 m长的钎杆,高度不够的在确保安全的前提下可架设简易平台进行。此时大块率较高,应及时进行二次破碎。第四步,安全处理好后即可大量出矿,见图9-45。

2) 平采空区底板三角矿的回采。这种类型的残矿较为复杂,一般存在三角矿的地段,其上部空区稳定性较差或者空区较大,为安全回收这部分矿石一般需作放矿底部结构,并推荐采用中深孔回收。其回采工艺如下:一是在下中段水平掘底部出矿进路,掘放矿斗井至拉底水平,(中段至拉底水平较高的可考虑中间电耙道,设走向电耙道布置形式底部结构)同期掘拉底巷;二是沿上部空区矿柱排列走向下部实体中掘矿柱凿岩巷,并凿好矿柱回采中深孔;三是沿拉底巷进行拉底,一般拉底宽度不超过10 m,高度保持在3.0 m之内,分别在拉底空间两侧凿上向中深孔;四是在斗井中扩漏,扩好一个斗后即可进行中深孔爆破,要求扩漏仅超前一个斗,上部矿柱中深孔提前先爆。在下部出矿进路中用装岩机出矿,见图9-46。

3) 厚矿体空区顶板残矿回采(未充填情况下)。这种残矿因空区高大,无论是采用浅孔还是采用中深孔回采,其顶板残矿须较厚才能进行回采。用浅孔时一要保证空区局部有足够的矿可填满空区;二是要保证回采结束后的空区仍处于稳定状态,否则需采用出矿底部结构。用中深孔回采要保证中深孔凿岩放顶工程有安全位置能够实施,且必须采用出矿底部结构。其浅孔回采工艺如下:一在采场两端掘行人联络天井至矿体顶板,在天井中按一

定间距施工行人联络短巷,如回采过程中尚需局部出矿,则下部行人联络巷兼作移动平场电耙硐室之用;二选择矿柱厚大、端部残矿较多的一侧进行扩帮挑顶,并按回采边界与天井第一层联络道采通,继续压顶采矿推进至另一侧。注意及时对间柱进行削采以保证有足够的矿石充满空区;三人员走天井进出采场,按留矿采矿法形式上采,移动电耙平场,将部分矿石接力耙出空区。回采至顶后如无出矿底部结构则要全面锚杆护顶,然后大量出矿,见图9-47。

4) 脉内主巷残矿回采。此类型残矿最好是将下中段空区用废碴或尾砂先充填至阶段运输水平,可保证崩落矿石不进入下中段空区,且回采安全性好。本类残矿回采与平面采矿类似,采用后退式回采,统筹考虑上下间柱,并合理保留部分矿柱使空区暴露面积控制在安全范围内。出矿采用电耙,减少人员进出采场的次数。如主巷底板所压矿体较厚,也可采取在底部设出矿结构,从下中段出矿。

5) 大而密点柱回采。这种残矿回采较简单,但空区多年,部分节理发育矿柱因水分浸润及蠕变效应而产生松弛,乃至一触即散,须加以注意。点柱密集地段可根据空区稳定情况抽采部分点柱,点柱厚大坚固的可部分削采。一般采用浅孔回采,炮孔参数宜较密,点柱上部炮孔可搭建平台进行施工,采用微差起爆,减少大块率。出矿最好采用电耙或遥控无轨装岩机进行。

6) 楼板残矿回采。这是一种复杂且安全压力大的残矿类型,因上下都有空区限制。如上下空区不大,顶板岩石稳固,可采用浅孔回采,将空区合二为一,出矿用电耙进行;如上下空区较大安全不允许,在楼板矿量较大且其他条件合适的情况下,可考虑用中深孔回采,其回采工艺如下:第一步,掘行人天井至中深孔凿岩巷施工水平,在凿岩巷中施工中深孔;第二步,掘出矿进路,掘斗井通下空区,扩漏至合格面积;第三步,进行中深孔装药爆破,崩落矿石经斗井溜至装矿水平,用装岩机出矿,见图9-48。此工艺底部结构复杂、且大多掘进在废石中,采切比较大,因此其使用要求有足够的矿石量,且品位不能偏低。

C 崩落采矿法残留矿柱的回采

a 概述

陕西太白金矿至21世纪初期,平硐以上的绝大部分矿体已用阶段崩落法开采完毕,为了满足生产需要应进行主运输平硐中段残留矿柱的回采,以便于竖井以下中段进行使用阶段强制崩落采矿法组织生产。在1250 m平硐留下大量比较规则的条带状残留矿柱(主要是底柱,见图9-49),高度12 m。根据过去方法再用阶段强制崩落采矿法回收,主要存在如下几个问题:

(1) 阶段强制崩落采矿法大块多,采矿损失贫化大,回收率低;

(2) 将1250 m平硐的残矿一同崩落,也由竖井提升,这将大大增加提升费用(每吨矿石13元),在经济上不合理;

(3) 条形矿柱的残留矿皮(1255~1257 m)的深孔施工难度大。

因此,必须寻求一种合理而又成本低的采矿方法。所以应:第一要安全有保证;第二要工人劳动生产率高,机械化程度高,劳动强度小;第三要采矿损失贫化小,提高出矿品位;第四要采矿成本低,工艺简单,工人容易掌握。综合考虑以上因素而确定采用联合采矿法:即先用低分段崩落法回收条形残留矿柱两侧的矿皮,回收完毕后使残留矿柱两侧充满覆岩,下一步用无底柱矿房留矿采矿法回采条形矿柱。

b 残留矿柱回采工艺

(1) 低分段崩落法。由里向外后退式分次强制放顶,采用YSP-45型凿岩机上向凿

岩,排距 1.2~1.5 m,孔深 1.9~2.1 m,一般每次爆破 2~3 排,在覆盖围岩下出矿,直到放矿到截止品位(1.0×10^{-6})。采场出矿是利用 15 kW 耙矿绞车扒至出矿平巷,然后,再用装岩机出矿。采场通风利用 2 台局扇进行压入-抽出式通风,见图 9-50(图中单位为“m”)。

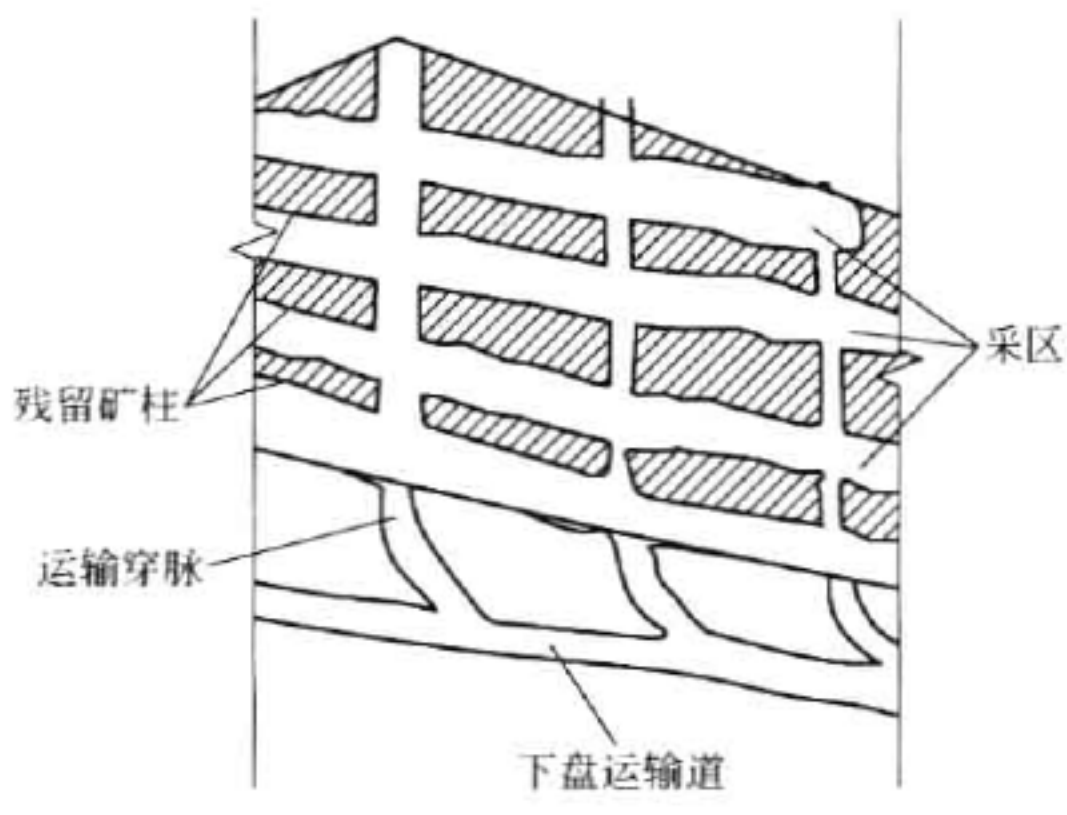


图 9-49 1250 m 中段平面图

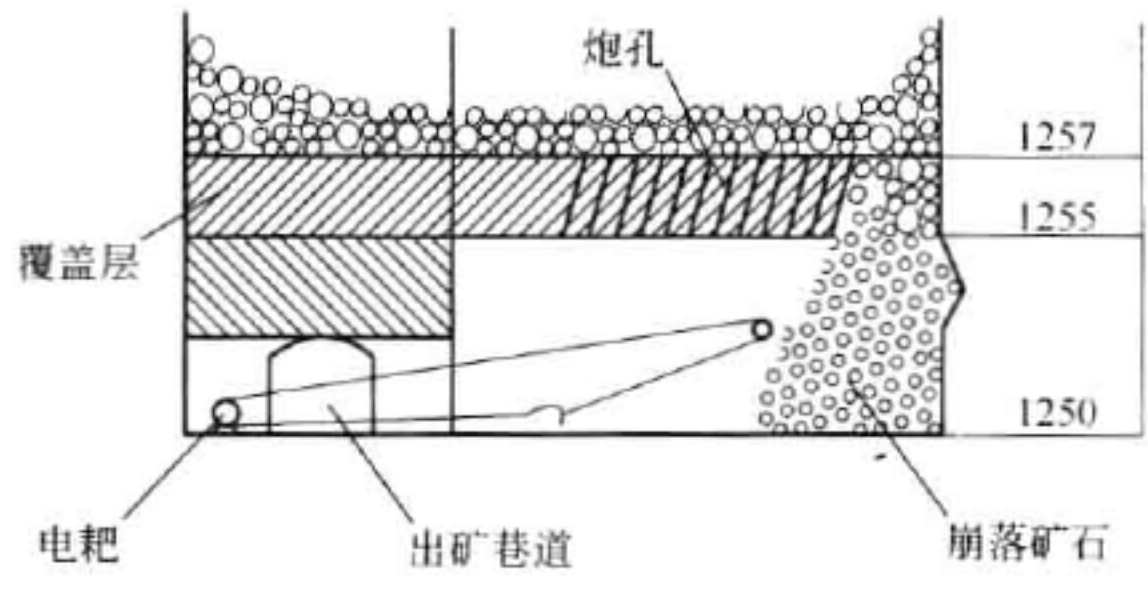


图 9-50 低分段崩落法示意图

(2) 无底柱矿房留矿采矿法(见图 9-51(图中单位为“m”))。首先在残留矿柱的中央沿长轴方向掘一条拉底平巷,长度 25 m,拉底平巷到采场边界(穿脉运输平巷),再沿拉底平巷两侧扩帮,直至形成宽 4~5 m、高 2 m 的切割层。但两侧仍留下各有 1.5~2.0 m 的所谓矿柱(残留矿柱宽度 7~8 m)。切割层形成后,进行后退式压顶采矿,每次回采高度为 1.7 m,每次爆破矿石后,矿石只能出一部分,留下的矿石作为下一次的的工作台。每个小矿房只能回采两个分层。采用普通浅孔凿岩爆破方式,钻孔倾角 $65^{\circ} \sim 75^{\circ}$,排距 0.8~1.0,间距 1.1~1.3 m,孔深 1.5~1.7 m,采用硝铵炸药导爆管微差火雷管爆破。采场通风和出矿方式与低分段崩落法相同。无底柱矿房留矿采矿法回采两个分层后,形成约长 25 m,宽 4~5 m,高 5~5.4 m 的采空区,在大量放矿之前,在所留的顶板上预先打好爆破孔,以便处理采空区后退式回采分次崩落时使用。

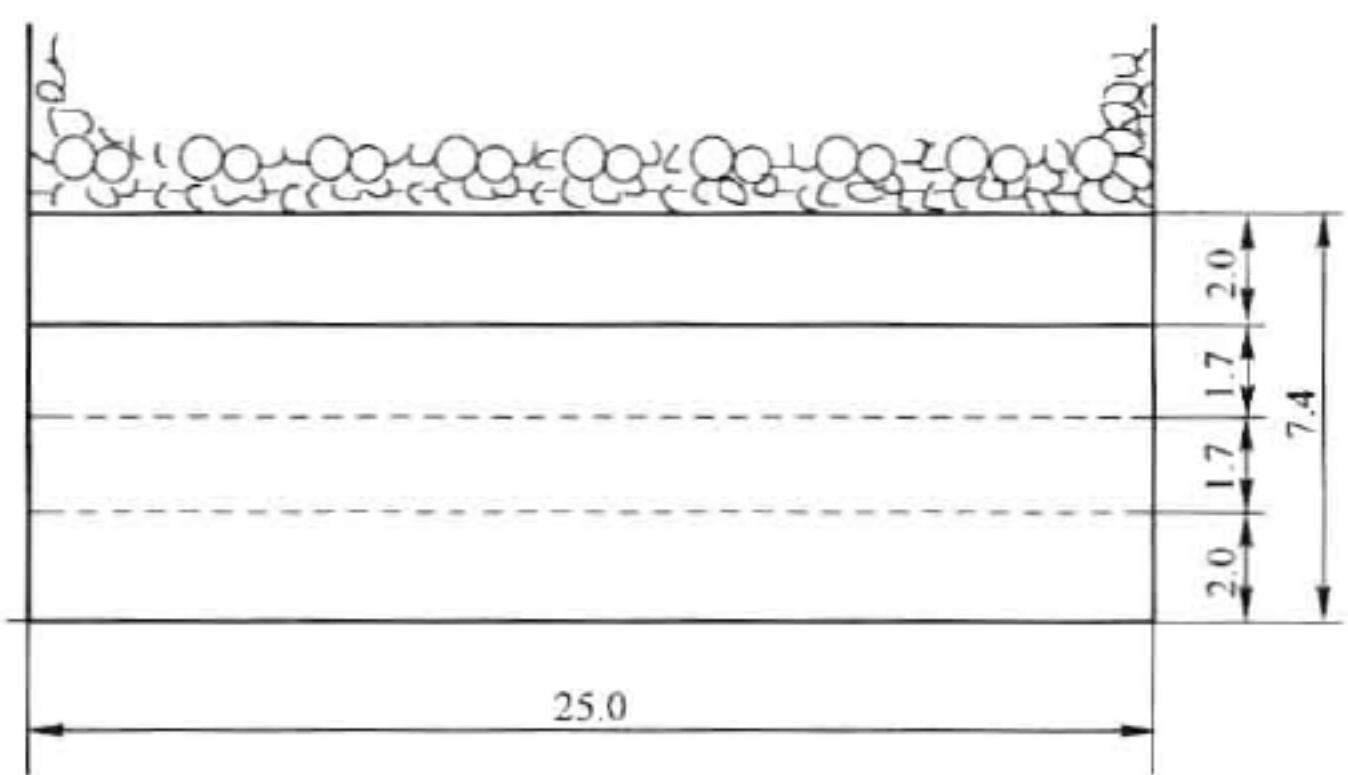


图 9-51 无底柱矿房留矿采矿法示意图

c 评价

陕西太白黄金矿业有限责任公司应用联合采矿法回收 1250 m 平硐留下大量的残留矿柱其得天独厚的条件是矿岩稳固性好,应用无底柱矿房留矿采矿法采矿时,空顶高度控制在 2 m 以下,因而能及时地处理顶板岩石,在安全上有保证,用耙矿绞车出矿,更能增加安全系

数。联合采矿法在经济上明显优于阶段崩落采矿法,阶段强制崩落采矿法的采矿损失率、贫化率偏高,最重要的是减少了竖井的运输与提升费用,大大地节约了采矿成本,并且,联合采矿法工艺简单,工作效率高,生产能力大,采切比小,安全性好,成本低。

D 其他残留矿柱的回采

a 秦岭金矿全面采矿法矿柱回采

(1) 矿床开采技术条件。秦岭金矿9号矿脉属于中温热液充填交代多金属硫化含金石英脉型金矿床,呈脉状、透镜状、似层状产出,局部有膨胀、收缩和分支复合现象,在走向与倾向上呈波状起伏。平均脉厚0.74 m,平均倾角 20° ,平均品位 17.78×10^{-6} 。岩石坚固性系数 $f=13 \sim 16$,节理中等发育,比较稳固,但是在断层及地表附近风化带则破碎。采用全面采矿法,阶段高度22 m,矿块走向长度60 m,底柱宽度3 m,顶柱宽度2.0 m。一般采用直线工作面沿走向回采。根据断层、非工业矿段以及顶板稳固情况,有时也采取扇形工作面沿走向或倾斜回采。采场用矿柱、废石垛或辅以金属锚杆支护。根据顶板稳固性、矿体厚度及品位变化情况,矿柱和石垛一般不规则布置,矿柱规格为 $2 \text{ m} \times 3 \text{ m}$,负担支护面积为 $150 \sim 200 \text{ m}^2$,矿柱储量比重一般低于15%。

(2) 矿柱回采。采用先上后下,由远而近的顺序回采矿柱,并在上阶段对应矿块回采全部结束并清扫完毕粉矿后进行。顶柱一般先采,但当上阶段沿脉巷道不能报废时需要暂时保留。最后回采底柱,可以单独或和下阶段顶柱一起回采,采用浅孔落矿,电耙出矿,底柱矿石则可直接在本阶段巷道中装车运出。根据矿体顶板状况、矿柱实际尺寸和品位高低,分别采用不同方法回收矿柱。当矿石富而顶板好时使用抽柱法;当控顶跨度不容扩大时,用石垛置换,在经济上合适时,则采用替柱法;而介于上述二者之间者则用削柱法,将矿柱较富部位采出(一般约为 $1/2$),见图9-52。为了保证选用的方法得当,达到安全、回收率高、贫化率低、经济效益好之目的,对顶板稳固状况需要认真调查研究;对所留矿柱的实际部位、规格、品位等需要进行检查核对(有时还需重新取样化验);采取适当的安全措施,由有经验的专职安全人员监督施工。采用上述方法和措施,获得较好的效果。

(3) 评价。采用这种方法可以使矿柱回收率达到42%~60%,富矿柱则更高可达65%,从而使矿块回采率达到93%,矿柱回采贫化率在1983年降至24.8%,比同年矿房回采贫化率37.2%还要低许多(因为已经有了作业空间更利于实现选别回采)。主要材料消耗低于一步骤回采,但是,安全措施费用和工人工资有所增加。

b 湘西金矿充填料矿的回收技术

湘西金矿沃溪矿区是金、锑、钨共生的多金属伴生大型金矿床,至今已经有百余年开采历史。20世纪50年代前后,在该区上部中段开采时,以采钨为主,将含金网脉矿石当作充填料充入采场空区,采场的顶底板网脉矿石也没有采完。后来经过勘探,充填料和漏采的含金网脉矿体都有二次回采价值,矿石含金品位 4.85×10^{-6} ,锑0.75%,部分矿石的含钨品位也达到了工业指标。这种类型矿体的开采地质条件极其复杂,充填料呈松散状态,在空间分布很不规则,空区多层重叠,顶板岩层已离层松动,局部垮落,距离地表又近,属于一种特殊难采矿体。为了充分利用矿产资源,寻求合理的采矿方法,研究可靠的顶板控制技术,决定对这类矿体采用分层空场尾砂胶结充填采矿方法。此法的特点是:矿房分为上下分层,每层在喷锚网之联合支护下,进行凿岩爆破,采下的矿石都在空场下用电耙扒出,体现了空场法的特点;矿房采空之后,进行尾砂胶结充填,消除空区,体现了充填法的特点。所以,该法的

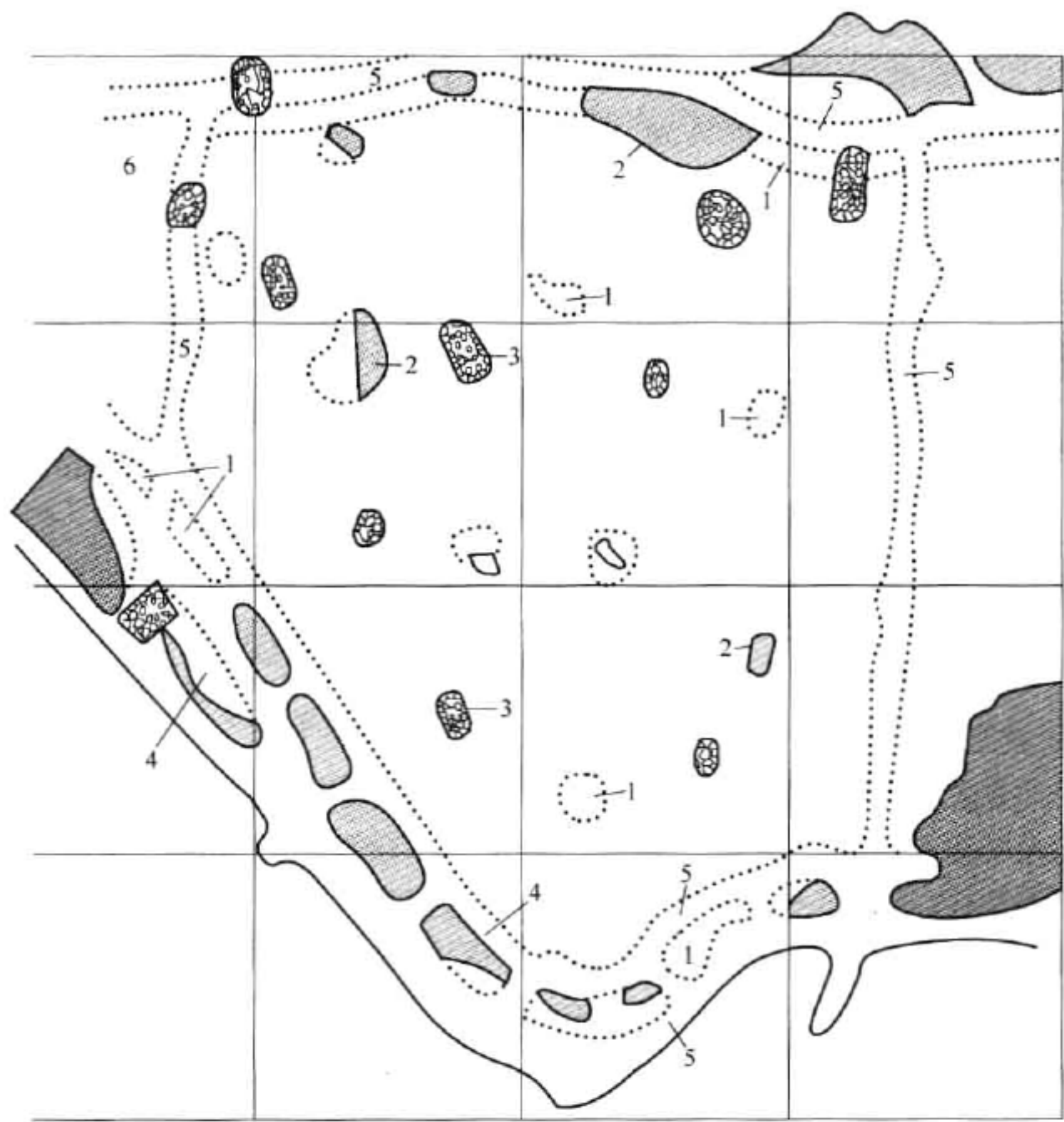


图 9-52 秦岭金矿 9 号脉 303 矿块矿柱回采示意图

1—已采矿柱；2—留下矿柱；3—浆砌石垛；4—局部回采矿柱；5—原有巷道位置；6—相邻空区

实质是一种组合式的采矿方法，即空场法与充填法的结合。用空场法回采矿房，其生产能力大、效率高；喷锚网联合护顶，可以防止顶板岩层片落、降低矿石贫化率、生产作业安全；尾砂胶结充填空区，能够减缓地表沉降，对地表建筑物和构筑物可起到一定的保护作用。

(1) 矿块地质及开采技术条件。试验矿块位于 180 m、210 m 两个生产中段，距离地表 70 ~ 100 m。矿体赋存于板溪群马底驿组紫红色板岩的层间裂隙中，有上下两层层间石英脉（棚、底脉）及其中间夹着网状脉细脉组成。过去，开采棚脉将含金石英细脉当作为充填料充入空区，靠近下盘的网状细脉及底脉又未回采，从而构成了这种独特的充填料网状细脉型矿体。矿体产状与围岩基本一致，走向北 45° 西，倾向北东，倾角 30° 左右。矿体平均厚度 4.04 m，局部厚达 10 m 左右，其中充填料层厚 0.6 ~ 1.0 m，网脉及底脉厚 2 ~ 9 m。上盘老采空区中，充填料有些被压实，有些呈松散状态，个别地段空区多层重叠，空区之间的隔离岩层厚 2 ~ 3 m。矿体顶底板均为紫红色板岩，由于长期的地压活动，使顶板岩层沉降严重，其下沉量一般达到 0.4 ~ 0.6 m，局部已经坍塌，地表不允许陷落，是一个开采难度很大的矿块。

(2) 采矿方法：

1) 试验方案概述。试验矿块采用分层空场尾砂胶结充填采矿法。沿矿体走向将矿块划分矿房，留房间矿柱，底柱由下一个中段回收，矿房采用分层回采。每一个分层布置各自

的出矿、人行、通风系统,上下分层的天井错开布置。回采上分层前,在其天井的顶板中预安装长锚索,随着回采工作面推进及时安装金属楔管式锚杆,然后,沿倾斜逐段挂网喷浆护顶。当矿房上分层的充填料回采完毕后,则由上而下后退式回采下分层的网脉矿体。采后用尾砂胶结充填空区。上下分层均采用凿岩爆破方法落矿,电耙出矿。

2) 矿块构成要素。矿块沿矿体走向布置。中段高度 30 m,矿块长度 30 m,矿房跨度 5.5 m,间柱 2.5 m(不连续),底柱 4.5 m,上分层切顶高度 3 m。

3) 采准切割工作。采准切割工程包括穿脉及下盘脉外运输平巷,上下分层的天井及分层切割巷道、放矿漏斗、电耙硐室、人行通道等,如图 9-53 所示。

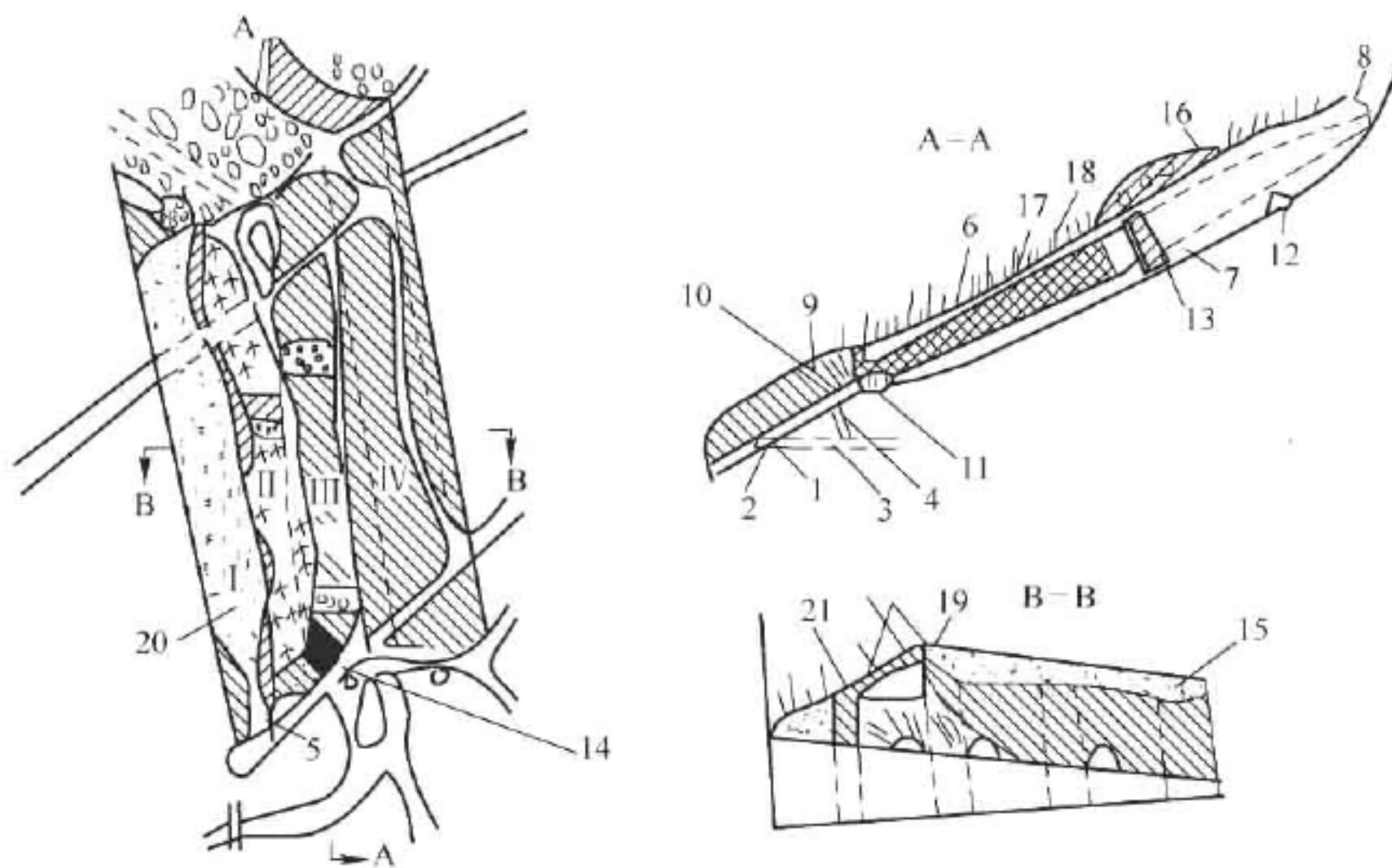


图 9-53 湘西金矿充填料矿回采采场结构示意图

- 1—穿脉巷道; 2,12—沿脉巷道; 3—脉外运输平巷; 4,5—放矿漏斗; 6,7—上下分层天井; 8—上中段切巷;
9—电耙硐室; 10,11—上下分层切巷; 13—矿柱; 14—人工矿柱; 15—充填料矿; 16—上层充填料矿;
17—短锚杆; 18—长锚索; 19—喷浆与钢筋网; 20—尾砂胶结体; 21—炮眼

首先,由中段主运输平巷开凿与沿脉巷道相连通,断面为 $2.2\text{ m} \times 2.3\text{ m}$,脉外运输平巷位于矿体下盘 $10 \sim 12\text{ m}$,开凿断面与穿脉巷道相同。每隔 $8 \sim 10\text{ m}$ 从脉外运输平巷分别向上开凿放矿漏斗,其规格均为 $2\text{ m} \times 1.6\text{ m}$ 。在漏斗上端分别掘进上、下分层的天井,均于上部中段的切巷贯通。其断面为 $2\text{ m} \times 2\text{ m}$ 。在矿房下部漏斗口的上盘开凿电耙硐室,断面为 $2.5\text{ m} \times 2\text{ m}$ 。然后,再从漏斗上端沿矿体走向分别掘进上下分层的切割巷道与各个漏斗连通,断面规格 $1.8\text{ m} \times 1.8\text{ m}$ 。从沿脉或穿脉巷道上掘人行通道与上、下分层的切巷相通。千吨采切比为 20.7 m 。

4) 回采工作。

回采顺序:整个矿块由东向西逐个矿房回采,逐个充填,其回采顺序如图 9-53 所示。即先采 I 矿房(因矿体较薄,只作一层回采),以一字形工作面逆倾向推进,紧跟工作面安设楔管式锚杆护顶,采后用尾砂胶结充填。在充填 I 矿房的同时,以同样方式回采 II 矿房,待分层采完并挂网喷浆后,再由上而下回采 II 矿房下分层的矿体,同时按设计尺寸画出 I 矿房、II 矿房的间隔矿柱。当下分层的矿体回采完毕后,封闭矿房,挂网喷浆充填料侧壁(防止跑砂)和充填,同时又开始回采了矿房的上分层……,依次采完整个矿块。

凿岩爆破:用7655型凿岩机进行凿岩,当回采上分层时,炮孔呈扇形布置,上下分层均为全工作面凿岩,一次装药爆破。炮孔深度、角度、方向、网度必须保持一致,特别靠近充填料的炮孔,应与充填料保持适当的距离,孔深不宜过大,一般控制在2 m以内,装药系数不超过50%,以防止爆破后损坏顶板岩层。爆破用乳化炸药和2号岩石炸药,导爆管非电毫秒雷管起爆。在上下分层回采时,为了保证矿房两侧壁柱的完整性和减轻对待采充填料的破坏,周边炮孔采用了光爆技术。

通风防尘:采场通风借助矿井负压,新鲜风流从下部沿脉平巷、人行道经切巷、天井进入回采工作面,污浊风流由上中段回风巷排至主井抽出。爆破后施行喷雾洒水,以降低粉尘深度。

出矿:上下分层均用30 kW电耙至漏斗,然后由漏斗装车,电机车拖运至主溜井。耙运时遇大块就地进行人工破碎或二次破碎。电耙耙矿能力一般为50~60 t/班、高者可达120~150 t/班。

顶板管理:充填料矿体中的空区多层重叠,顶板岩层离层松动严重,层理裂隙纵横交错,又有 F_1 、 F_2 两组断层穿插切割,破坏了岩体的稳固性。因此在回采试验中管理好顶板极为重要。为了确保回采作业的安全,防止冒顶事故,我们首先采用长锚索和短锚杆联合回固顶板,提高岩层的自撑能力。随之再进行挂网喷浆支护,防止岩块掉落。在两矿房之间和空区重叠部位留设矿柱,缩小卸载拱跨,改善顶板下沉及侧帮位移。回采时,合理选择凿岩爆破参数,控制炮孔角度,采用间隔装药,避免破棚茅顶。严格按采充顺序进行回采,做到采一个矿房充填一个矿房,使回采过程只暴露一个矿房顶板,有利于进行顶板管理。

顶板监测:沿试验矿块的走向和倾向各布置了3条观测线,采用经纬仪、水准矿房回采过程中的顶板沉降、岩体声发射、顶底板收敛、顶板岩层离层、顶板岩层应变及胶结充填体的承压等作了综合监测。现场测试和生产实践表明,在整个矿体回采过程中,顶底板收敛、顶板沉降均比较缓慢,顶板未见明显的剥离、开裂、片落等破坏迹象,始终保持完好状态,可见控顶效果是明显的。通过现场综合监测,能够掌握老顶周期来压规律,并能及时为采场生产提供安全预报。

5) 采空区充填。每个矿房回采结束后,砌筑封闭墙,敷设脱水装置并将靠待采矿房一侧的帮壁挂网喷浆。经过地面分级的选场尾砂,冶炼炉渣,水泥按20:5:1的质量配比,再经搅拌筒混合搅拌后,用 $\phi 7.62$ cm塑料管自流到采空区,由下而上逐段进行充填。

6) 劳动组织与作业循环。试验采场采用综合工作队组织形式,并实行经济承包和计件工资制度。配备井下工6人,其中,凿岩工2人,锚喷支护工2人,运输工2人,主要承担采场的凿岩、爆破、生产(包括中段运输)和喷锚等作业。每天三班,每班8 h。落矿通风为一班,其他两班为撬毛、安装锚杆、挂网喷浆及出矿。每三天一个循环,一个矿房回采时间4~7个月。封闭及充填作业人员另配。充填一个矿房需1.5~2个月。

7) 技术经济指标。试验矿块回采技术经济指标见表9-44。

(3) 评价。对于顶板不稳固的缓倾斜中厚充填料网脉矿体的二次回采问题,国内外尚无供借鉴的经验。我们经过研究和试验取得了较好经济效益。据计算,本试验矿块可回收黄金63.5 kg、锑95.9 t。生产实践证明,上述回采方法对开采顶板不稳固的缓倾斜中厚充填料网脉型矿体是成功的。该法具有矿房生产能力大、工效高、贫化率低、作业安全、经济效益显著等优点。可在开采类似条件下的矿体中推广应用。

表 9-44 试验矿块回采技术经济指标

序 号	项 目	试 验 指 标
1	矿房生产能力/t·月 ⁻¹	658
2	掌子面工效/t·工班 ⁻¹	7.56
3	矿石贫化率/%	6.7
4	未采下损失率/%	11.63
5	采下损失率/%	2.67
6	矿块总回采率/%	85.7
7	炸药消耗/kg·t ⁻¹	0.233
8	坑木消耗/m ³ ·t ⁻¹	0.00012
9	采矿直接成本/元·t ⁻¹	8.16
	其中:支护	1.81
	充填	2.38
10	采矿车间成本/元·t ⁻¹	32.8

“锚网喷”和胶结充填体组成的支护体系,是一项新的地压控制技术,为矿房分层回采,提高采场生产能力,保证安全生产创造了条件,同时也为确定合理的矿房跨度提供了经验。

应尽力提高采场强度,做到快采快充,并保证充填质量,使顶板的允许沉降大于充填体的自然沉降收缩,就能更好地发挥充填体的支撑作用,达到减小顶板沉降和保护地表的目的。

所采用的监测方法是有效的,为矿房回采提供了地压活动信息,保证了生产的安全进行。

c 新城金矿充填采矿法矿柱回收

(1) 矿山开采技术条件及开采简况。山东新城金矿是 20 世纪 70 年代发现的特大型金矿床,80 年代初期建成投产,当时矿山综合生产能力为 500 t/d。矿床类型为焦家式破碎带蚀变岩型,其特点是:走向长度短(120~360 m)、延深大(1200 m)、倾角缓(29°)。矿体与围岩界限靠化验品位确定。水平厚度大者达 50 余米,平均 14 m。矿体连续稳定,但也含夹石或呈侧列状分支,上盘围岩为构造碎裂岩或断层泥,极不稳定;下盘为绢英岩化花岗闪长岩,稳定性较好。投产初期矿床采用斜井开拓,设计段高 20 m,底柱高 5 m,顶柱高 2 m。按此计算,矿柱矿量占 35%,设计顶底柱采矿损失率为 43.20%。

采矿方法为上向水平分层尾砂与尾砂胶结充填法。矿块垂直走向布置。一步采宽 7 m,尾砂胶结充填;二步采宽 8 m,全尾砂充填。设计切割层底板用 1:4 尾砂胶结充填,以后加以改进,局部采用厚 0.5 m 钢筋混凝土假底,以此作为顶底矿柱回采的假顶。实践证明,1:4 尾砂胶结充填假底都未达到理想的强度,不能起到预期的支扩作用。矿柱回采是在上下矿房回采结束后进行,一是因下部矿房不能完全接顶;二是因中段内有大量纵横交错的开拓、采准、切割巷道;再加上巷道开凿与矿房回采时爆破动力效应破坏作用,致使顶底柱矿块结构支离破碎,应力集中,大大增加了回采难度。

(2) 回采方法改进及措施。矿柱回采是采矿方法的难题。对于矿体上盘为稳固性极差的碎裂岩和松软易塌的断层泥矿柱,尤其是矿体两翼就难上加难。残采过程中,若不采取安全措施,则造成资源浪费。为此,该矿在矿柱回采中采取如下措施,并在积累经验基础上,改革了工艺,取得良好效果。具体做法为:

1) 建立专业队伍,加强技术管理。达产后不久的 1984 年,为了充分利用国家宝贵资源,为了压缩作业中段,该矿适时地把采掘一队转为专采残柱的专业队伍,充实技术力量,配

齐铲运机等设备,从上到下,由里而外,逐步回采残矿柱。实践证明,这种专业队伍形式,有利于探索矿柱回采工艺,可熟练掌握残柱回采方法,能积累安全生产经验,也有利于提高生产效率。为调动职工残柱回采积极性,矿山特别制定合理的定额指标和奖罚制度,促进残柱回采工作的进展。加强技术管理,首先把住残柱回采设计关,做到“一无三不”:即无设计,不计划,不施工,不验收。地测人员提供详实的地质资料,回采方案确定后由生产矿长组织严密审查。回采过程中,地测采专业人员密切配合,经常跟班,在安全、质量等方面进行监督检查,发现问题,及时解决,做到管理上保证,技术上负责,使残柱采后不再造成无法回收的损失。

2) 加强试验研究,选择合理方案。根据充填体强度低、接顶难、地压大、矿岩稳固性差以及矿体具有贫富分带、含有夹石等特点,从“进路回采”和“点柱式回采”两大方案中,选择试验了“点柱式充填回采法”。经过摸索,获得极大成功,曾顺利地采完-30 m、-50 m 两中段顶底柱。共动用15.76万吨地质矿量,采出矿石10.37万吨,总损失率为37.2%。该方案基本特征是将2~4个矿房的顶底柱划分为一个采场,利用夹石或原有矿房间壁“膨大”部分作为不规则点柱支撑顶板,局部富矿不宜留点柱者,以木垛代替,并由电耙出矿逐步采用铲运机出矿,不但机动性能好,效率高,也能减少采下采矿损失。

3) 构筑人工底柱,喷射混凝土。用“点柱充填回采法”解决了上部两个中段矿柱回采问题,并降低了损失率,但无论如何也不能解决回采率远远低于矿房的问题。在矿山投产初期,曾在-30 m中段5个矿房底柱构筑了0.5 m钢筋混凝土假底,残采时可大部分揭露并可维持相当长时间,回采率较高;而1:4尾砂胶结假底,允许暴露面积仅3~4 m²,须留1 m厚度的护顶矿。针对这种情况,提出了构筑人工底柱的方案,并经技术经济比较,矿石品位3 g/t以上者就合算。该方案特征是先回采底柱,用电耙、装岩机或铲运机出矿,然后在矿房底部即中段水平,构筑钢筋混凝土人工假底(即假巷、硐室、隔离层等),剩余空间以尾砂胶结充填,仅留一定的爆破补偿空间。构筑人工底柱后,一是下部矿房回采时不用留顶柱,二是可提高矿柱回采率,三是可使开拓矿量迅速转变为采准和备采矿量,加速了资金周转。自1986年构筑第一个人工底柱至今,已在-120 m、-145 m两个中段分别完成3个和5个人工底柱,合计动用了地质储量3.15万吨,金金属量240.2 kg,采出矿石3.01万吨,产金229.4 kg,总损失率为4.64%。构筑人工假底,因材料倒运次数多,工人劳动强度大,效率低,自1987年起试用钢筋喷射混凝土假底,实现了浆料输送管道化;不但提高效率,也可增加充填体强度。经测试,其强度达10 MPa,比1:4胶结充填体强度高出10~15倍。用此法共完成24个矿房约8000 m²假底,喷射4047 m³混凝土,仅此一项可多采矿石2.2万吨。

(3) 评价。很多岩金矿山存在大量顶底柱及间柱矿石量。而矿柱回采又是采矿工作一大难题,解决不好,将引发重大安全事故,或造成资源损失浪费。山东新城金矿自1984年开始,平均每年矿柱回采矿石量达2.4万吨,占总出矿量的16%。残柱回采应早抓,要有固定队伍,采取切实措施,加强试验研究,不断改进与完善回采工艺,使矿山总损失率逐步降下来。

E 残矿回采评价

中国岩金矿山一般是与下部矿体回采的同时回收上部的矿柱,因为一个矿山黄金地质储量有限,如果其地质储量不是十分富足的话,这项工作一般可以完成。但是,一些开采十余年或二三十年的矿山,其矿柱回采可能是一个问题了。中国岩金矿山矿柱回采一般与残

矿回采同时并论,因为,残矿回采要比矿柱回采范围要大一些。所以,这里采用残矿回采这一定义。

中国岩金矿山的残留矿柱或其他矿柱的回采方法由于资料有限,上述只介绍了两个使用空场法开采大型矿山及其他一些矿山。因为,残矿回采各个矿山开采技术条件不一样其回采方法也千差万别,但是,大致有这样的规律:空场法开采的矿山一般大都采用空场法解决,很少采用充填或崩落法;而充填法开采的矿山也一般采用充填法回收其顶、底、间柱,因为它们形成了习惯;崩落法生产的矿山,采用崩落工艺比较容易掌握,所以一个矿山不同的矿柱回采方法与其所采用的设备、工艺、物资、习惯等有关。中国黄金行业黄金资源利用率应该说要比别的行业如黑色金属、有色金属、化工材料、建筑材料等其他矿业开发要高一些;根据不同时期的资料统计,黄金地质资源利用率,已由 20 世纪 80 ~ 90 年代 40% ~ 50% ,提高到 21 世纪初期的 67.5% ,并有进一步提高之趋势。正如上述,中国黄金地质资源非常有限,虽然有数千吨金属量,但是,分配到每一个矿山就不足 5 t。这是与世界其他国家不可比拟。曾经有人在 20 世纪 80 年代末期对中国黄金矿资源利用率进行过调查研究,提出各省不尽相同,差别很大。据粗略统计,浙江省较高,达 80% ~ 85% ,山东省约 75% ~ 80% ,较低的是四川、广西,约 50% ,见表 9-45。

表 9-45 部分省(区)市黄金资源利用率统计

序 号	省(区)市	市、县、企业	年 份	资源利用率/%
1	山 东	牟平县、乳山县、青岛市、烟台市	1983—1988	79.99
2	陕 西	东桐峪、潼关	1981—1988	59.99
3	内 蒙 古	红花沟、柴胡栏子、大水清、撰山子	1985—1988	73.69
4	湖 南	湘西、黄金洞、漠滨、龙山	1985—1988	53.04
5	广 西	龙水	1985—1988	50.00
6	四 川	白水	1985—1988	41.54
7	河 南			72.32
8	河 北	金厂峪	1985—1988	58.3
9	浙 江	遂昌、诸暨、绍兴	1985—1988	85.08
10	合 计			68.48

按市县统计,较高的是烟台市 81.93% ,青岛市 76.05% ,较低的是灵宝 43.56% 。国营矿山黄金资源利用率在 53.88% ~ 84.14% 之间,一般为 60% ~ 70% ;地方国营矿山在 47.37% ~ 88.95% 之间,一般 50% ~ 60% 左右;乡镇集体矿山除山东省外,由于缺乏技术数据而无法统计计算资源利用率,估计在 40% ~ 50% 之间;个体采金更无资料进行计算,但其资源利用率肯定非常低下。中国岩金有一个矿山其地质资源利用率非常高,那就是内蒙古红花沟金矿,矿山开采近 50 年来,由于地质储量有限,时时处于危机状态,三级矿量严重不平衡,每年都要投入大量井巷工程进行地质勘探,对于探明矿体的回采采取“精雕细刻”之手段,多年平均采矿损失率不足 1% 。这是一个非常难能可贵的矿山。

也正如上述,中国岩金矿山,尤其是那些有 50 ~ 60 年开采历史的矿山,包括有百余年开采经验的吉林夹皮沟金矿、山东玲珑金矿、湖南湘西金矿,积累了许许多多残矿回采的实践经验。在正常矿山开发的同时,应该及时安排、组织专门施工队伍,去回收那些矿柱与边、角

残矿。否则,若干年之后,残矿量达到一定数量以后,回头再研究和落实矿柱回采可能就更困难,那时,矿山生产就会面临许多不利局面。

9.5.13.2 采空区处理技术

以浅眼留矿采矿法开采为主的空场采矿法在中国岩金矿山开采中一直占有很大比重,每年开采出来的矿石量数百上千万吨。它们所形成的采空区除了个别矿山之外一般来说绝大多数都未进行任何专门或彻底地处理,但至今尚未见灾难性的事故发生。中国大型岩金矿山有金厂峪、五龙、玲珑、小西南岔、东桐峪、夹皮沟、二道沟、河台、乳山等,开采历史长者达60年以上,有的已经达到百余年。然而,中国其他矿山采空区塌落的灾难性教训是深刻的。

A 金属或非金属矿山采空区危害

a 井下大冒顶高速气流破坏

河北寿王坟铜矿1957年建成投产至1980年年底,已形成638万立方米采空区,有总容积达200万立方米的4大空区未作处理。1979年2号矿体空区上部分发生大面积整体塌落,并发展到地表。高差180m的塌落体,迫使空气从两条面积仅 4 m^2 的巷道排出,气流速度高达 1500 m/s ,空气冲击波压力达 2.2 MPa 。空气冲击波从采场携带出矿石达80余吨,最大块度 $1.1\sim 2.0\text{ t}$ 。由于空气冲击波作用,巷道风、水、电等系统遭到严重破坏,危及人员安全距离达 $300\sim 350\text{ m}$ 。

b 大规模岩移导致矿山生产系统破坏,资源损失

江西盘古山钨矿开采急倾斜薄矿体脉群。1967年大面积岩石移动,使高达424m的6个中段,占已采空区个数56.7%的373个矿块空区夹墙相继倒塌,破坏4个采矿中段、7大工艺系统,损失工业矿量29.28万吨,存窿矿石7.6万吨,井下物资损失2480万元,使整个矿山两年基本处于半停产状态,亏损严重。

c 岩移引发山崩造成财产严重损失

湖北宜昌盐池河磷矿,1980年因地下采空区岩移引发了地表山崩,崩落土石方总量估计近100万立方米,摧毁了矿区全部建筑物,设备财产损失数百万元,并造成多人死于非难。

d 地压活动导致井巷报废

辽宁弓长岭铁矿1956年因地下采空区体积过大诱发大范围地压活动,使2号提升竖井报废,1963年又因围岩突然冒落,使后台1号采区200kW主风扇风机坠入空区,通风井巷报废。

B 岩金矿山采空区危害

以开采30多年的岩金老矿山——辽宁二道沟金矿采空区危害为例。

a 地表塌陷

辽宁二道沟金矿开采近30年,已经形成约60万立方米的空区。空区稳定性与围岩物理力学条件、暴露时间、形状和体积、空区周围作业方法及强度等有关,而空区变形破坏,是否冒落与上述诸多因素有关。2008年6月21号脉地表又开始塌陷,塌陷坑直径约6m左右,深约0.5m,而早期1号脉地表中部已经塌陷成一个直径25m左右的大坑。该坑的周边覆盖土层厚度最薄处也在17m以上。地表塌陷是采空区上下盘岩石移动的一种表现。

b 巷道变形

观察已经回采结束采场的脉外运输巷道会发现,巷道的两帮和顶板普遍会有“层叠”状的浮石,且撬之不尽,同一段巷道比较,顶板开裂程度较两帮要差,有的地段甚至需要用木排

围护起来,防止弹射伤人。出矿巷道也有这种现象,尽管它比脉外运输巷道更接近采场,但却没有脉外运输巷道严重。这种现象在上部老采空区的脉外巷道中更为明显,即使是从来没有发生过岩爆5-1号脉的脉外运输巷道中也是非常明显的。这说明矿体回采所产生的应力集中,对其相邻的巷道也会产生应力集中。这是矿山地应力集中的一种普遍规律。

c 岩爆发展过程及危害

由于其开采的矿岩大都是非常坚硬的石英脉、花岗岩或闪长岩,具有发生岩爆的地质特征,再加上采空区地应力的往下传递,发生岩爆不足为奇。到目前为止该矿出现岩爆的矿脉有1号脉、1-1号脉、2号脉、3号脉。其余矿脉有的尽管开采很深,如5号脉、5-1号脉开采最深处也到了15中段,但还没有发现岩爆现象。这是因为该矿脉中含高岭土、断层泥较多,遇水易膨胀,围岩多为流纹岩,而岩体稳固性也低。这是岩石本身没有发生岩爆之矿物学特征。

首先在7中段2号脉开始出现岩爆,然后在各脉的不同中段之不同地段分别也有所出现,最初的岩爆以石块发出“啪、啪”的爆裂声为主,极少见石块弹射现象。此时,无论是留矿采矿法采场还是削壁充填采矿法采场的采矿工作都没有受到任何影响。但随着回采工作不断向下部中段延深,岩石弹射现象开始频繁出现,并且弹射出的岩石量逐渐加大。1号脉矿石品位最好,现已经回采至15中段,岩爆发生也最为严重。1号脉的上、下盘往往分布有1条宽1m以内的闪长岩体,当采场回采开始后不久便能听到岩石“啪、啪”的爆裂声,刚开始清脆,随着回采高度不断升高,清脆的岩石爆裂声中开始夹杂着一部分沉闷的爆裂声。该矿普遍在回采至20m左右高度以后,会发现紧挨矿脉的闪长岩体开始逐层与上面的真顶产生脱离,用撬棍敲击发出空空声,稍加平撬即会成片脱落,通常一次脱落层厚度在0.5m以内,局部地段达到1m左右,并且在这1层被撬掉以后,过一段时间采场的顶板又会有1层这样的脱离体。这是矿山水平地应力非常大的原因引起的一种现象,一般不能消除。历年来,冒顶与岩爆已经造成3人死亡、1人重伤,其中岩爆现象是近年发生的事。岩爆已经严重影响着矿山安全生产。

d 泥石流危害

采空区地表塌陷时的覆盖土及覆盖土下的风化岩石已经在雨水的冲刷下,以泥石流的形式下落距地表220m深6中段之采空区中,在1~6中段1号脉巷道已经淤积了大量的黄泥,无法进入,严重影响生产。更为担心的是一旦进入雨季天气,会有更多的泥石流流入井下,并有通过6中段下面的采空区进入深部中段的可能,一旦发生这种情况后果将十分严重,有可能造成井下停产或人员伤亡。

e 岩石移动带内隐患重重

根据岩石移动角圈定岩石移动带范围后,发现有6户居民的住房在塌陷区内,塌陷区范围14 000 m²(21亩),其中农田17亩在此范围内,塌陷区危险长度200多米。随着时间的推移,一旦岩体活动加剧,房屋可能倒塌,农田可能被毁。

C 采空区处理原则和方法

一般来说,矿柱回采和采空区处理应遵循以下原则:

(1) 统一性。即统一考虑整个矿床各种矿体的回采工艺与空区处理。

(2) 及时性。矿房回采完毕应马上回收矿壁,或矿柱先采而矿房后采。

(3) 合理性。采空区处理方法多种多样,但一个矿山选择某种处理方法应技术上可行而经济上合理。

采空区处理一般要求:第一技术经济合理;第二安全可靠,施工方便;第三提高矿床资源回收率;第四影响矿山生产时间要短。采空区处理方法有充填、崩落与支撑三大方法。

D 局部采空区处理

由于石英脉型矿山矿岩稳固,或由于脉状矿体连续性较差,或是矿体走向长度较短,或是由于上下矿体不连续等多种原因,许多矿山的留矿采矿法采空区未作任何处理。采空区一旦形成,被开凿的岩体原始应力的平衡状态受到破坏,从而空区附近岩体形成残余应力。岩体残余应力超过其临界变形应力时便随之发生移动或破坏,造成采空区塌落与岩层移动,严重者引发安全事故。

岩金矿山在生产或生产后采用的采空区局部处理技术有:

(1) 崩落围岩处理。湖南湘西金矿沃溪坑口采用长壁式落矿工艺,当开采至一定跨度时,保留 2 m 工作空间,用密集支柱隔离空区,任其上盘围岩自然崩落。

(2) 矿柱支撑采空区。河南秦岭金矿金洞岔坑口于 20 世纪 80 年代开采 9 号含金石英脉时,当开采至一定跨度或在采场中间用水泥砂浆人工砌筑废石垛,或留下低品位原生矿柱,或使用锚杆联合支护空区。

(3) 隔绝采空区。吉林夹皮沟金矿 80 年代开采三道岔坑上部中段,使用浅眼留矿采矿法与中深孔分段空场采矿法,因矿柱处理后采空区连成片,该矿从采场底部历时 5 年放出品位 $(1.5 \sim 2.5) \times 10^{-6}$ 的残矿 24 万吨之后,让不够品位的废石堵死出矿口,隔绝采空区与作业中段的联系。

(4) 掘进废石充填。辽宁五龙金矿自 1958 年复采至 80 年代中期已经形成数十万立方米采空区多个,针对多个连续空区所带来的隐患,曾使用 $\phi 350$ mm 大钻孔,采用经破碎的掘进废石加 15% 的水,自流充填至空区,也取得一定效果。

E 大规模空区处理

a 河北金厂峪金矿空区处理

(1) 采矿方法。金厂峪金矿属中温热液充填型矿床,有用矿物赋存于单一石英脉和片麻岩与钠长石英脉组成的复脉中。矿区内共有 6 条主要脉群共分 16 条矿体。矿体平均厚度 6 m,倾角 70° ,上下盘围岩均稳固,历年以浅眼留矿采矿法为主要采矿方法,采场沿矿体走向布置,长 40 m,宽为矿厚,中段高 40 m,间柱宽 8 ~ 10 m,顶柱高 3 ~ 4 m,底柱厚 6 ~ 13 m,漏斗间距 6 m,天井联络道间距 6 ~ 7 m,采场底部结构为平底式电耙经装车平台出矿。上向水平分层回采,分层高 2 m。为节约采准工程量,充分利用探矿天井及穿脉布置采切工程。间柱一般使用小分段中深孔空场法回收,个别厚度超过 10 m 的连续矿段,也使用过 VCR 法回采。

(2) 空区现状与处理。该矿生产 30 多年,采空区不断扩大,至 1993 年体积已达 250 万立方米。虽然,它在矿区的各个部位,但由于某些矿体连续性较好而形成巨大的地下空洞,对安全生产构成威胁。有的空区因自然崩落及民采破坏等原因已陷落至地表,形成两大陷落坑,面积分别 10955 m^2 与 7100 m^2 ,陷落空间体积超过 6 万立方米。

金厂峪金矿 1983 年组织有关力量对这些空区进行调查,并分成四大类:Ⅰ类空区为上部已用尾砂或废石作过充填的老空区,其下部又形成新空区,二者间隔为矿石顶底柱,且地表是山谷地形又有公路通过,不允许陷落;Ⅱ类空区为体积较大尚未崩落处理,或其上部有老空区且不通地表;Ⅲ类空区为已自然崩落直至地表的一类;Ⅳ类空区体积较小,孤立存在的一类。调查完后其处理方法经专家论证于 1984 ~ 1985 年实施:Ⅰ类空区不回收矿石顶底

柱,并用废石与尾砂充填直至接顶;Ⅱ类空区采用强制崩落围岩与充填废石,并局部开天窗或作垫层和用混凝土密闭,以防空气冲击波破坏生产设施;Ⅲ、Ⅳ类空区任其自然片落围岩处理,个别封堵连通巷道。该矿在处理采空区方面根据矿床分布与开采特点,各种处理手段都使用过,也可以说是一种联合处理采空区方法。处理后近10年生产证明,凡作过空区处理的地段,都未发生过灾害性地压活动,说明是成功的。

b 辽宁二道沟金矿空区处理

按照采空区处理原则,经过大量空区调查,对生产形成约60万立方米采空区及其危害初步制定处理技术方案。

(1) 民居搬迁。将岩石移动带内6户居民移出,妥善安置。搬迁费用按相关规定由矿山给予补助。

(2) 井下防堵工程。泥石流能从地表贯通到6中段,这与二道沟金矿的开拓采掘系统有关。该矿矿脉薄而小,赋存状态复杂,采矿方法主要使用浅眼留矿采矿法和削壁充填法,且上部民采矿井更为复杂,泥石流正是由民采矿井进入井下,从而到达6中段。所以矿井防堵工程自1中段到6中段,在泥石流流过的通道上砌筑隔离墙,阻断进入坑道的泥石流进一步向下部坑道渗透。隔离墙采用的块石利用井下开拓废石,修筑规格按坑道断面 $2.5\text{ m} \times 2.5\text{ m}$,由于1中段已不能进入,隔离墙从2中段到6中段修筑。

(3) 充填采空区。二道沟金矿塌陷区主要位于矿区主要矿脉Ⅰ号脉上,民采过去也主要集中在这一区域,要稳住并防止塌陷,需要对井下存在较大采空区的区域实施充填处理。目前对采空区的调查已经完成,需要充填的地段也确定,经测算,需要充填的土石方量约为6.5万立方米。充填地点分别在3中段、4中段、5中段,采用在矿体采空区下盘掘进充填天井,由井下一直达到地表,使用废石场的废石(或经过破碎),经过汽车运输回填采空区。

(4) 浇筑防渗层。在井下防堵与充填工程完成后,对地表塌陷漏斗部位(农田17亩范围内)先采废石充填,废石充填近地表时,在回填物上部浇筑1 m厚的混凝土层,防止地表水沿漏斗下渗,混凝土上部再覆盖1 m的黄土及300 mm腐植土,恢复土地的耕作功能。

c 辽宁杨树金矿矿柱回采与空区处理

辽宁杨树金矿经过改扩建后的矿山生产能力达500 t/d,开采方式为地下开采,竖井开拓,中段高度30 m。目前矿山有8个生产中段,其中330 m、300 m、270 m中段为残矿回收中段,240 m、210 m为采矿生产中段,其他为开拓、探矿、采准中段。由于各种原因,270 m中段以上留下大量矿柱、矿壁、边角矿及相对品位较低的矿石,约占开采矿量的30%左右。矿山开采至今已经形成采空区的总体积约26.5万立方米,长期拖延矿柱回采和空区处理,就会导致矿柱变形与破坏,威胁作业区段的安全和矿柱回采的复杂性,因此,提高矿柱回采率,尽快进行回采矿柱,对降低采矿损失、最大限度地利用宝贵资源、延长服务年限有非常重要的意义。所以,2005年该公司与长春黄金研究院确定了残矿回收与空区处理技术项目,历时两年多来,共采下各种残矿和矿柱116194 t,生产金属量679.379 kg,地质品位 5.85×10^{-6} ,为企业创造了较良好的经济效益。

通过三维有限差分计算,分析了采区应力分布和采空区的稳定性,优化出残矿回收顺序和方法,从而为顶底柱回采方案选择、残采可行性及确定采空区处理方法,提供了大量理论的、科学的与技术的依据。本项目包括330 m、300 m、270 m 3个中段的采场顶底柱、间柱、点柱、残留矿壁和边角残矿,根据地质概况及开采技术条件,首先进行详细调查,其次确定总

体方案和总的残采顺序,然后通过岩体工程地质调查与矿柱、采空区稳定性分析,选择了针对具体的残采矿量、残采方法及采空区处理方法。在残采生产实践中,运用爆破新技术、新方法最大限度地减少采矿爆破对顶板和残留矿柱的破坏,同时,采用地压控制技术,保证了残矿回采安全高效地进行。残采结束后的个别面积比较大的采空区采取控制爆破切槽放顶、面积较小的采空区使用封闭隔离的方法处理,均收到很好的效果,保证了下部矿体的生产安全。这个项目于2007年12月在北京通过有关单位组织的专家技术鉴定,并获得2008年度中国黄金协会科学技术二等奖。

空场采矿法开采的矿山,应作好地压控制:如合理安排回采顺序;根据矿岩稳固性而选择合适矿块尺寸与采矿方法;采用强采强出措施,缩短顶板暴露时间与降低二次损失贫化;采用控制爆破或锚杆支护,对矿岩稳固性一般的矿体回采特别有效;搞好矿山防排水,避免地下水渗透降低构造岩体的内摩擦力而导致岩层移动等。

d 广东高要河台金矿类框架结构采空区处理

广东高要河台金矿所发明的类框架结构支撑采空区的新型技术,经冶金工业信息标准研究院技术咨询查新之后认为,不但属国内首创,而且在国际上也属领先水平。

其主要技术特点为:

(1) 类框架结构采空区处理技术属矿柱支撑空区范畴,而与矿山生产同步进行,不像嗣后充填或崩落那样,需另投入工程与耗费时间;

(2) 它所形成的人工矿柱既是回采富矿的正常生产投入(费用已由采出高品位矿石补偿)又是类框架结构的组成部分;

(3) 它既贯彻矿床开采四项原则,又需损失部分表外矿石或低于当前开采经济条件的表内矿石;

(4) 中段探清矿体规划设计先行,施工设计后行,人工矿柱先构筑,矿房回采后进行,干式充填法先回采,浅眼留矿后实施。

F 独立采空区稳定性分析

广东高要河台金矿自从采用了类框架结构采空区处理技术之后,上述高村与云西矿区诸多独立采空区之所以保持稳定,在较长时间不发生冒落,其原因有如下几个方面:一是矿房暴露面积在 200 m^2 允许安全暴露面积范围之内;二是采用浅眼落矿,对空区围岩破坏与影响深度浅;三是大部采场使用 $2\sim 3\text{ m}$ 砂浆锚杆固帮;四是采场上部大部分采幅变窄,长度缩短,导致空区上部自然形成拱形;五是大部分采场出矿时间短,从采矿结束至出矿结束时间不足半年。

独立采空区之所以没有大面积片帮冒顶,上述五点只是外因,而内因是这些采场形态或尺寸未导致围岩拉应力大幅增加,或由于矿石回采而在矿房顶角造成应力集中的程度不大,未引起围岩破坏,所以保持稳定。河台金矿糜棱岩型金矿石与其围岩,抗压强度 $100.5\sim 162.2\text{ MPa}$,弹性模量 $5.0\sim 5.2\times 10^4\text{ MPa}$,泊松比 0.2 ,内摩擦角 27° ,内聚力 $2.0\sim 2.8\text{ MPa}$,与类似矿山比较而得出采空区稳定面积为 $100\sim 200\text{ m}^2$,当面积达到 300 m^2 时,应该采用强采作业技术方能保证采场作业安全,若超过 400 m^2 ,则容易造成采场冒顶或片帮等事故。所以,为了保持独立采空区的稳定,应该根据这些物理要素去划分矿块。

a 空区坍塌原因分析

(1) 岩体力学。矿房回采搅乱了矿块周围岩体的初始应力平衡,产生二次应力场,由此

而可能产生弹性、塑性或黏性变形,在急倾斜开采条件下,将会出现松脱地压活动,如图 9-54 所示,在回采空间拐角或形状变化处产生应力集中;在中段矿柱中,应力集中发生于上盘上角和矿柱下方下盘角部;空区面积大时,上盘存在拉应力区,常因此而造成冒顶事故。

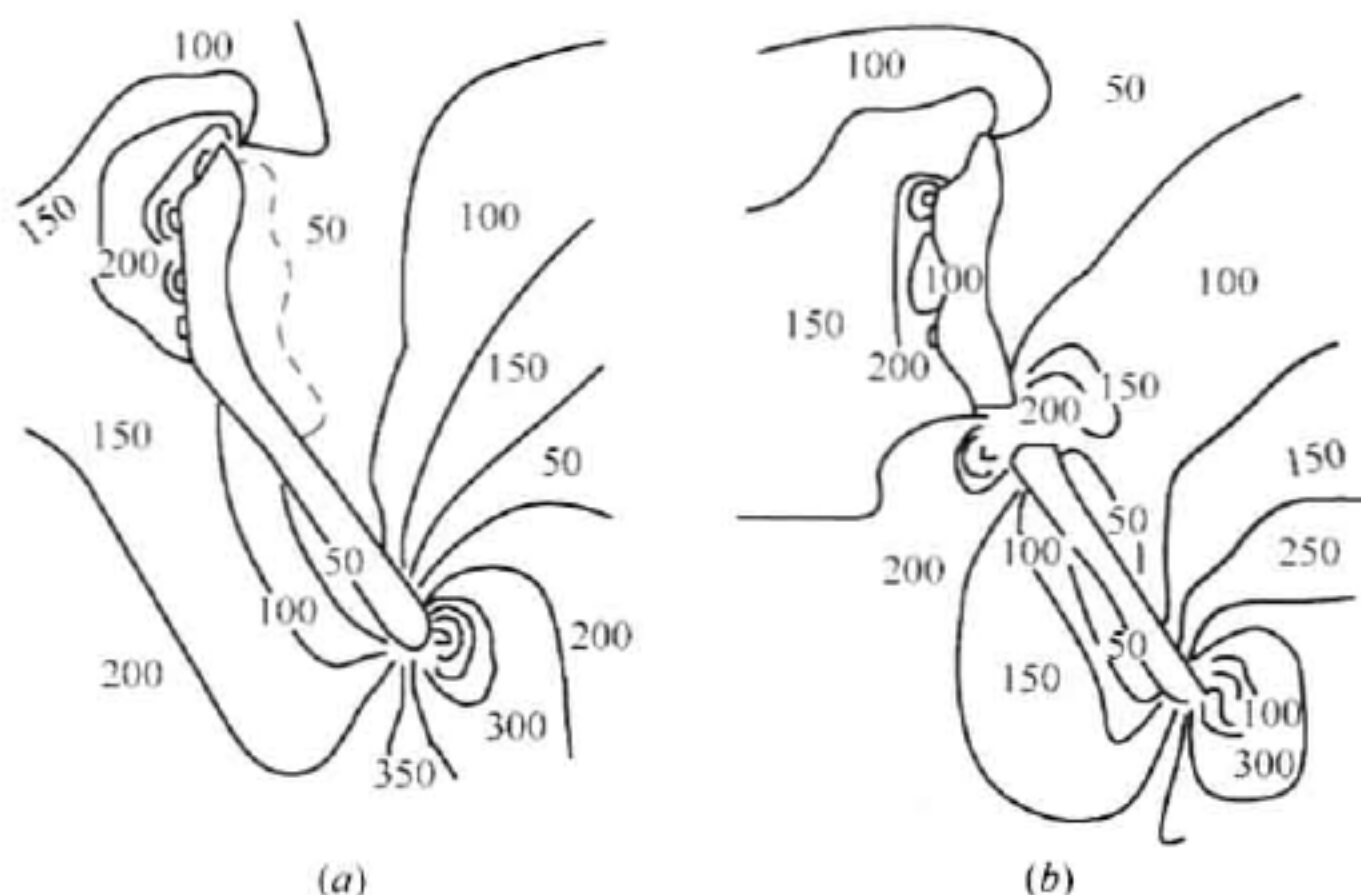


图 9-54 已采空区上、下盘应力区与阶段高度关系

(a) 阶段高度大时,上、下盘应力分布图(虚线范围为拉应力区);

(b) 阶段高度小时,上、下盘应力分布图

急倾斜开采矿体,在目前广泛采用的阶段高度条件下,分布于回采空间周围的矿体中应力值远低于构成上、下盘岩石强度,因此是稳定的。但是,河台金矿却产生几例矿房坍塌,究其岩体力学原因可能是:采场周围岩体是由结构面与结构体共同组成,回采空间所产生的次生应力借助结构体传递,于结构面附近产生应力集中,可以出现较大的拉应力,当滑移分力超过结构面的摩擦阻力,岩体发生剪切破坏。

(2) 地质构造。高村与云西的主矿体下盘存在 1 条与矿体走向平行且相距 0~5 m 的构造破碎带,一般情况下,云西矿区对矿体回采影响较小,而高村则较大。断层面的力学参数:法向刚度 5.2×10^3 MPa,切向刚度 2.1×10^3 MPa,内聚力 0.021 MPa,内摩擦角 17.2° ,尤其是内聚力仅为普通矿岩的 1/100。

上述高村矿区 82226 南北两个采场的 4.0 m 中间夹柱,不但有断层通过,而且还有两组较大的节理构造,发生坍塌不足为奇;而 84044 采场,由于采场跨度大于 8 m,空区顶部所产生的拉应力通过岩体传递至空区 2~3.5 m 的构造破碎带,在采场中部矿柱支撑最薄弱部位发生坍塌也不足为奇。

(3) 大爆破震动。上述 3 个独立采空区有两个是因为在矿柱回采过程中使用了中深孔一次性大爆破,其炸药量均超过 700 kg。这可能是一个诱因。据有关资料介绍,一般 2~3 m 深的浅眼爆破所造成岩石破坏裂隙深度可达 0.5~1.0 m,而数百千克炸药大爆破其破坏与影响范围可想而知了。炮眼炸药爆破其破坏与影响范围分 3 个区:一是压碎区,二是破碎区,三是裂隙区。其比例大致为 1:3:5。云西矿区 4549 采场在其顶柱下面 3 个小分段进行大爆破,而在矿房最高处,也是井巷开凿的 47 线天井附近全面陷落,除爆破震动影响外,采场岩石开挖导致应力集中也是一个不可忽视的原因。而高村矿区 44 线天井间柱回采,大爆

破之后造成上部的悬臂梁脱落 10 余米,主要与爆破震动有关,也与岩体结构面有关。

b 钢筋混凝土底柱稳定性分析

(1) 薄弱环节与破坏模型。根据室内混凝土板在均布荷载作用下的破坏试验表明,在四边简支和四边固定支座条件下,长方形混凝土板板底的受载破坏裂缝如图 9-55 所示。试验过程中发现,长方形板底部的第一批裂缝出现在其中部,并且与长边方向平行,随着荷载增加,裂缝不断扩展,并向四个角的方向分支延伸。从图中还可以看出,四边简支条件和四边固定支座条件相比裂缝不同之处,仅在于后者在其四周边附近形成了一圈因板内负弯矩产生的裂缝(如图中的虚线所示)。国外学者比尔和米克在对采场顶板破坏线的研究中发现,长方形采场顶板岩体在受力破坏时,产生的破坏迹线,以及中国煤炭矿山在长壁式采煤法顶板老顶来压断裂规律的长期研究中,也发现老顶破坏迹线均与室内实验得出同样的结果。

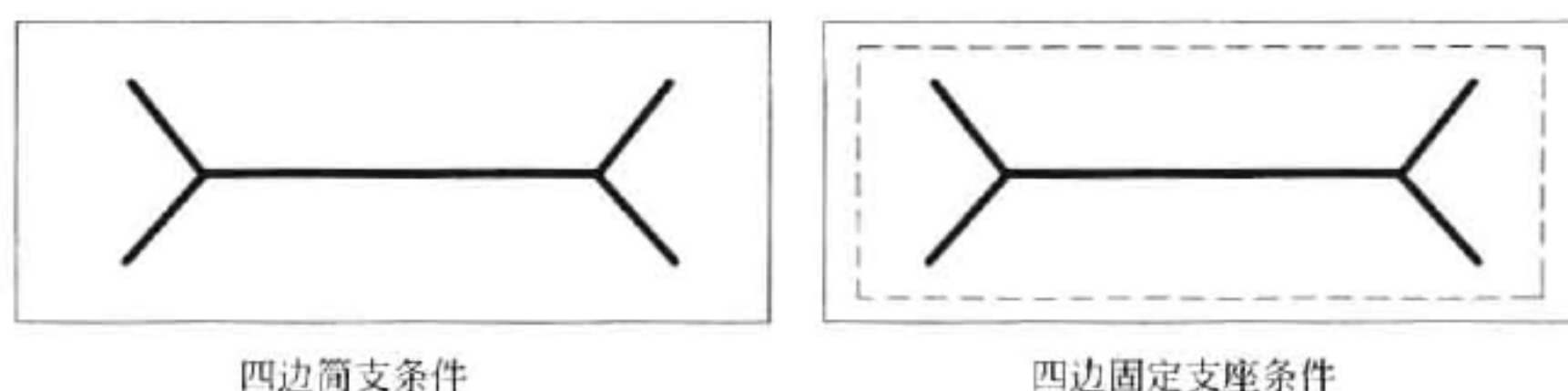


图 9-55 混凝土板破坏试验

(2) 力学性能。钢筋混凝土底柱按工程类别只算是梁板结构。据已知室内试验结果表明,钢筋混凝土板正截面的破坏形式与配筋率、钢筋规格以及混凝土本身强度有关。实验表明,钢筋混凝土越薄,极限下沉值越大,而厚 250 mm 底柱仍有 40 mm 下沉值。这说明人工底柱在受松散岩体荷载而下沉 10 ~ 15 mm 属正常范围,但随着人工底柱厚度的增加,其抗静荷载的破坏能力也增加,人工底柱有较大的承受静压荷载能力,但其薄弱环节为主筋与锚杆的连接处与锚杆的可弯性。

(3) 空场法人工底柱安全状况及破坏原因。河台金矿 2000 年在云西矿区 110 中段先后施工了 53741、54549 两个矿房钢筋混凝土人工底柱,2002 年 54549 矿房人工底柱先揭露,虽经过 54549 矿房的采矿出矿以及 64549 矿房的采矿,前后历时两年多,但从当时揭露情况看,整个钢筋混凝土底柱保持完好,并未出现裂缝。考虑到 54549 矿房出矿较干净,只是采场上盘底部留有少量残矿,静荷载不大,且能起到一定的缓冲作用,故而 64549 矿房顶柱回采采用后退式浅眼留矿采矿法回采,顶柱回采时间短且回采干净,也未对人工底柱造成破坏,从 54549 矿房的采矿、出矿及 64549 矿房顶柱回采看,该人工底柱起到良好的效果。后因 110 中段 49 线间柱采用小分段中深孔空场法回采,装药量达 800 多 kg,崩落矿量 2800 多吨,致使 54549 人工底柱部分遭到破坏。

(4) 充填法人工底柱揭露方法与稳定性分析。110 中段 53741 和 60 中段 63741 两个矿房施工的钢筋混凝土人工底柱先后均已揭露,根据两矿房的实际情况,其人工底柱揭露方式有所不同,53741 的底柱上方无静荷载,出矿较干净且无废石塌落,故而该底柱采取后退式浅眼留矿采矿法回采顶柱的方式逐步揭露。从人工底柱揭露的过程看,在底柱中间部位有 1 条长约 1 m 左右的裂缝,据现场推测可能是 53741 人工底柱施工完后,上采落矿时大块冲击所致,对采矿影响不大。在矿体继续上采时局部采取圆木支顶的支护方法。采矿、出矿结束后不久,因采空区南帮围岩大面积塌落,造成该人工底柱破坏。不过此人工底柱的使命已结束,现该采空区已

用废石充满。60 中段 63741 的人工底柱的揭露方式不同,考虑到该底柱上方静荷载较大,充填松散体高度达 80 m,宽度 6 ~ 8 m 不等。且 63741 和 73741 矿房均采用充填采矿法,故 73741 顶柱采用后退式分段揭露随之砌混凝土墙支护的回采方法,此方法工艺复杂,但确有效。该顶柱现采矿、出矿均已结束,钢筋混凝土人工底柱未受破坏,基本处于稳定状态。

9.6 阶段矿房采矿法

阶段矿房采矿法分为两种基本方法:分段凿岩和阶段凿岩。长期以来,岩金矿山应用的是分段凿岩方案(如河北金厂峪金矿、吉林夹皮沟金矿等),开采矿岩中等稳固以上、矿石品位不高、中厚以上的急倾斜矿体。据 1987 年调查资料,这种采矿法采出矿量比重只占 3.4%。

随着科学技术的进步和岩金矿山大力开展科学试验研究,80 年代以来分段凿岩阶段矿房采矿法在工艺技术和使用范围方面都有所突破,而且在金厂峪金矿首先试验应用了大直径垂直深孔阶段矿房采矿法,填补了岩金矿山阶段凿岩阶段矿房采矿法方案的空白。

80 年代以来,阶段矿房采矿法取得的主要成就有:

(1) 分段凿岩阶段矿房采矿法在五龙金矿破碎型急倾斜薄矿脉中进行了应用研究,解决了用留矿采矿法矿石贫化损失大,采场作业不安全等问题,取得了良好的技术经济效益。成功的关键技术在于很好地控制上盘围岩稳定,采取从分段巷道中向上盘打锚杆支护,加固上盘围岩,在矿房全高上形成顶柱和两个分段巷道中锚杆支护的三个支撑带,相当于缩小了上盘围岩跨度。如果在支撑有效时间内完成矿房的回采工作,则达到充分回收资源和安全作业的两层目的。这项技术研究的成功,为扩大分段凿岩阶段矿房采矿法方案的使用范围,提供了有效的途径。

(2) 分段凿岩阶段矿房采矿法过去一直应用于中厚以上矿体,峪耳崖金矿与长沙矿山研究院合作,在矿脉厚近 1 m 的薄矿脉试验了分段凿岩方案,用之字形布孔,不耦合装药,分段崩矿、阶段强力出矿等综合技术,提高了采场生产能力,严格控制了采幅宽度,降低了采矿损失贫化。这一试验成功,使该方案突破在近极薄矿脉条件中应用,填补了该领域的空白。

(3) 分段凿岩阶段矿房采矿法最突出的缺点是采准工程量大。金厂峪金矿针对这个问题,在现有凿岩设备条件下,将分段高度从 7 ~ 8 m 增加到 20 m,采用高分段凿岩阶段矿房采矿法方案,使采准比从 12.1 m/kt 降至 6.2 m/kt,同时大幅度地提高采场生产能力和采矿工效,降低了采矿直接成本。

阶段矿房采矿法存在的主要问题是:矿柱矿量所占比重大和采空区必须处理,且二者又有联系;在采空区充填条件下,对回收矿柱有利;空区存在的条件下,大爆破回采矿柱采矿损失贫化大。这些问题对于中厚以上矿体来说,尤为突出。

一般来说,对于规模较小的独立矿体,由于围岩稳固,需留矿柱矿量不大,矿房回采后也容易回收,损失贫化问题不会突出,用封闭法或应力平衡法处理采空区,也容易实现。这种情况符合黄金矿床多数的赋存条件。对于规模较大的矿体,应研制不留矿柱连续回采的空场法方案(例如矿房采后充填),或过渡连续回采的阶段强制崩落法(例如金厂峪金矿 629-6 矿块试验的大直径深孔阶段挤压爆破单步骤回采方案),试验结果表明,采矿损失和贫化在允许的范围内(采矿损失率为 4.4%,矿石贫化率 28%),可能比矿房、矿柱分别回采综合指标还要好。今后应进行这两方面的试验研究工作,寻求合理解决的途径。

9.6.1 辽宁五龙金矿阶段矿房采矿法实例

1990 年沈阳黄金学院和五龙金矿在该矿 76 号脉和 676 采场试验研究了分段凿岩阶段矿法,取得了良好的技术经济指标。

76 号脉走向 $290^{\circ} \sim 130^{\circ}$,倾向 SW,倾角 $65^{\circ} \sim 75^{\circ}$,矿脉赋存在 NW 组构造带中,呈脉状扁平体,矿脉平均厚度 3.16 m,连续性较好,矿石品位较低。

由于受成矿期和成矿后的断层挤压作用,矿脉节理十分发育,局部地段被挤压成小碎块和断层泥,不稳固。

上盘围岩为细粒闪长岩脉,节理较发育。矿岩接触界线明显,较规则,有一明显的走向断层,断层泥厚 0.1 m 左右。

下盘为黑云母花岗岩片麻岩(局部有细粒闪长岩),较稳固,近矿围岩较破碎,矿岩接触面处有一后期构造,对矿体破坏严重,断裂宽 0.2 ~ 1.2 m,内有断层泥和石英角砾。

试验的分段凿岩阶段矿房采矿法如图 9-56 所示。

采场长 100 ~ 120 m,分段高 8 ~ 10 m,平底电耙出矿底部结构,电耙道布置在上下盘脉外,分段巷道在脉内靠近上盘掘进,其规格为 2.0 m × 2.5 m。

由采场中部的切割槽向两端退采,上部分段作业面超前于下分段 2 ~ 3 排炮孔。

用 YG-80 型和 YSP-45 型凿岩机凿上向炮孔,排面前倾 $75^{\circ} \sim 80^{\circ}$,近上盘的边孔平行于上盘接触线,并相距 0.4 m,以防破坏上盘,其余孔为平行孔或扇形孔,距下盘接触面 0.4 m,排距 1.2 m 和 1.5 m,炮孔布置见图 9-57。

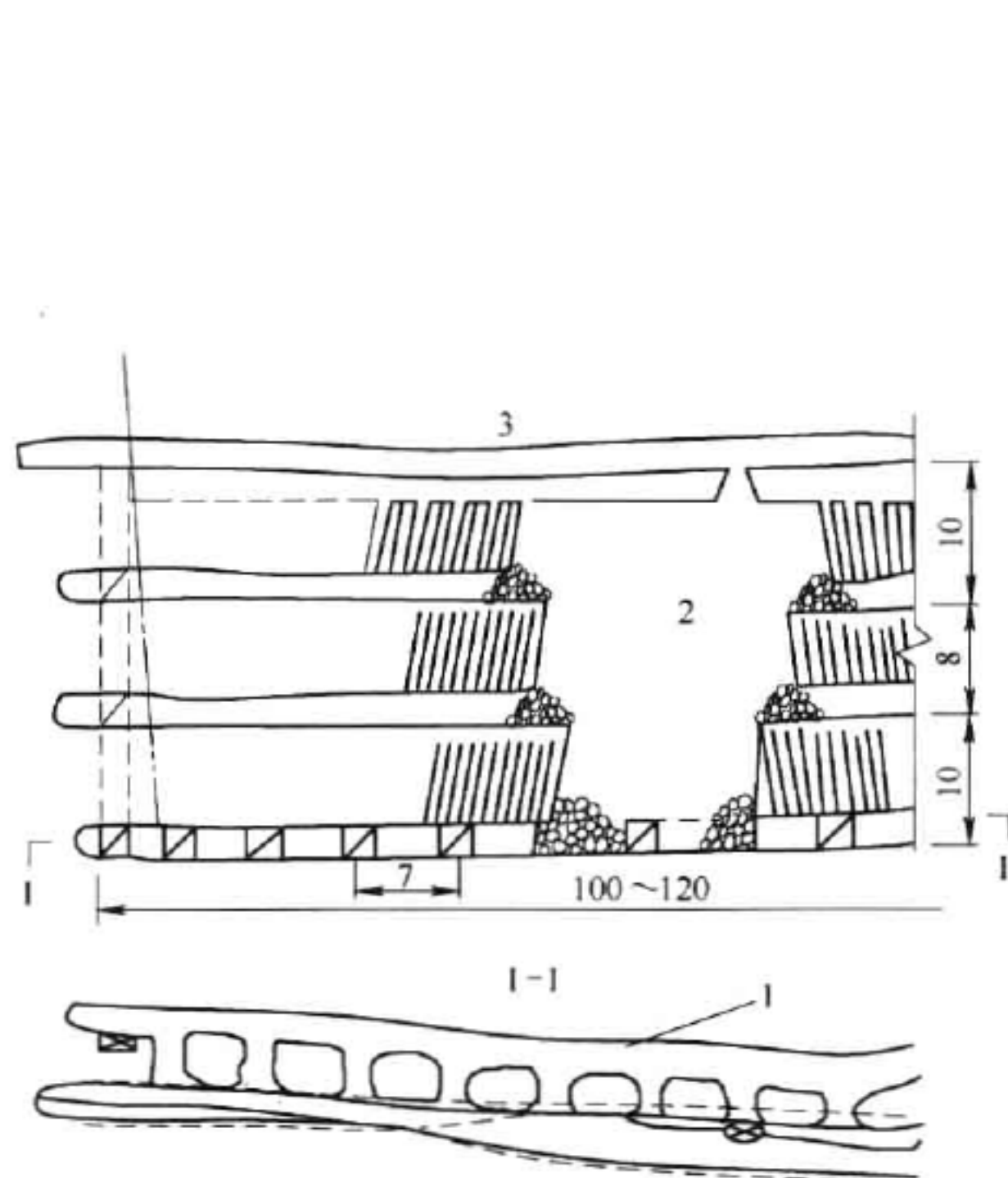


图 9-56 676 采场分段凿岩阶段矿房采矿法试验方案

1—电耙道; 2—采空区; 3—留矿法采空区

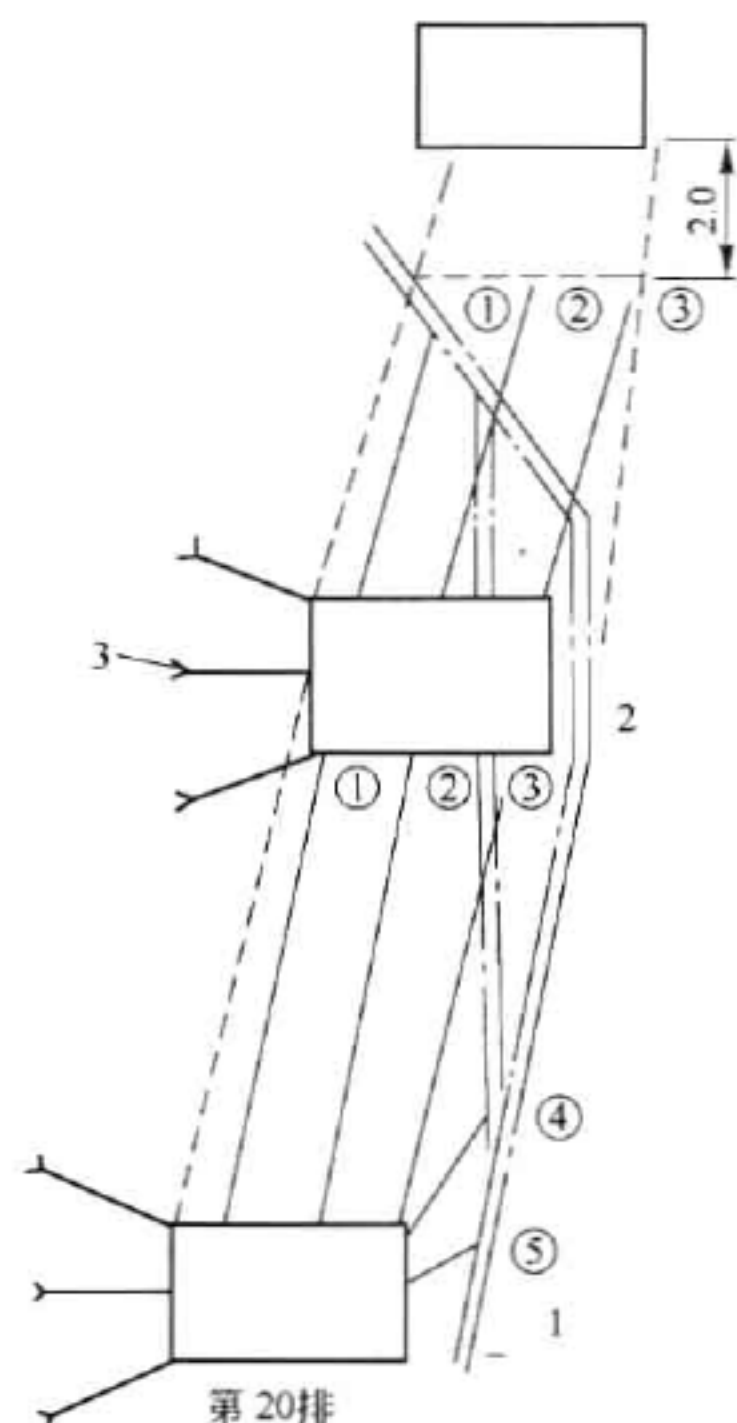


图 9-57 炮孔布置图

1—第二分段; 2—第三分段; 3—锚杆

①~⑤—炮孔

采用铵松蜡炸药卷,人工装药,装药密度 0.8 g/cm^3 ,用双路微差非电导爆管起爆,每次爆1~2排,先爆中间孔,后爆边孔。爆破后围岩在分段巷道内向上盘打锚杆加固,锚杆长1.8 m和1.5 m,每排3根,网度 $1.0 \text{ m} \times 1.0 \text{ m}$,使上盘形成条带状加固。上盘围岩在应力作用下产生位移,采场落矿后4个月内,围岩无脱落,有效地控制围岩混入。

676采场分段凿岩阶段矿房采矿法试验获得的主要技术经济指标为:采场生产能力 100 t/d ;采矿损失率4.3%;矿石贫化率5.0%;采矿工效 12.0 t/工班 ;采准比 32.4 m/kt ;每米炮孔崩矿量 3.4 t/m 。

9.6.2 吉林夹皮沟金矿阶段矿房采矿法实例

吉林夹皮沟金矿自1979年以来,试验和推广应用分段凿岩阶段矿房采矿法,1988年用该法采出矿量占总采矿量的40%。

三道岔坑口为石英脉含金矿床,为中厚和厚矿体。阶段高度45 m,矿块长40 m,分段高10~13 m,底柱高6~12 m(见图9-58)。在中厚以下矿体,采用单一电耙道出矿,在中厚以上矿体采用组合电耙道出矿;在下盘脉外掘主电耙道,垂直矿体走向开支电耙道。矿石从支耙道运至主耙道,再由主耙道运至集矿溜井,于本阶段或下阶段放出。电耙巷道根据矿岩稳固情况,采用木材、喷射混凝土、混凝土或钢筋混凝土支护。

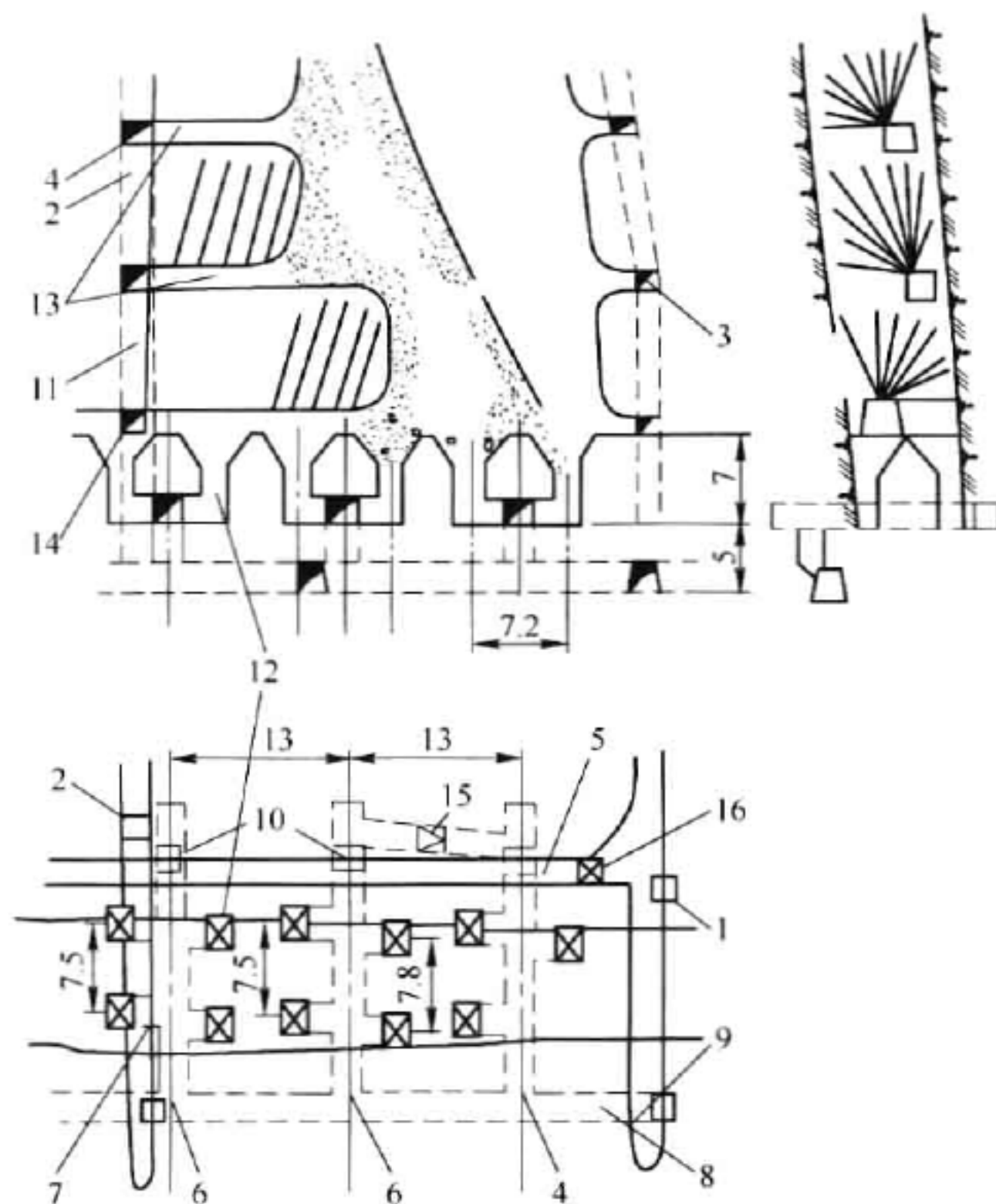


图9-58 夹皮沟金矿分段凿岩阶段矿房采矿法

- 1—130井; 2—138井; 3—130井中穿; 4—138井中穿; 5—运输巷道; 6—电耙道; 7—耙穿;
8—通风平巷; 9—通风小井; 10—电耙溜井; 11—切割井; 12—斗颈; 13—凿岩巷道;
14—探矿穿脉; 15—人行井; 16—下溜井

分段巷道规格为 2.7 m×2.7 m。用 YG-80 型、YG-90 型凿岩机钻凿上向扇形炮孔,全矿块炮孔一次凿完,从切割槽开始分条分段爆破,每次爆 3~5 排孔,并在挤压或半挤压状态下爆破。每次爆破后,放出三分之一矿石,上分段崩落后,再崩落下分段,全部崩落后,开始贮矿放矿。

采用铵松蜡和 2 号岩石炸药,BDL-100 型装药机装药,导爆索一次起爆。

生产实践证明,在覆盖矿石下挤压爆破和自由空间爆破比较,明显地改善矿石破碎质量,减少地震效应。

夹皮沟金矿分段凿岩阶段矿房采矿法获得的主要技术经济指标见表 9-46。

表 9-46 夹皮沟金矿分段凿岩阶段矿房采矿法主要技术经济指标

项 目	指 标	
	矿厚 8~10 m	矿厚 2~6 m
中深孔凿岩台效/m·台班 ⁻¹	25.8	26
每米孔崩矿量/t·m ⁻¹	7.6	6.1
采矿工效/t·工班 ⁻¹	45	35
出矿台效/t·台班 ⁻¹	196	159
采准比/m·kt ⁻¹	13.9	10.1

9.6.3 河北峪耳崖金矿阶段矿房采矿法实例

1991 年河北峪耳崖金矿床与长沙矿山研究院合作,试验采用了分段凿岩阶段矿房采矿法。

9.6.3.1 试验盘区的开采技术条件

峪耳崖金矿床为岩浆热液含金黄铁矿石英单脉型和细脉浸染型,矿体形态、规模、产状和空间分布严格受接触带或断裂构造控制。矿体成群、成带分布,每条矿带由 1~6 条矿脉组成,呈平行脉状。矿体规模一般较小,走向长 80~250 m,斜长 60~160 m,倾角 40°~70°,厚度 0.6~1.6 m,平均为 1 m 左右,平均品位 12.5 g/t。矿岩界限分明,爆破易分离。矿石中等稳定, $f=10\sim12$ 。

试验盘区位于八坑八阶段 9-2 矿脉,走向 NE60°,长 120 m,倾角 45°~55°。矿体平均厚度 0.96 m,品位 10.23 g/t。顶板为花岗岩,有大量矿化、蚀变现象, $f=8\sim10$,节理裂隙发育,矿石中等稳定, $f=6\sim8$ 。

9.6.3.2 试验盘区构成要素及采准

盘区沿矿脉走向长 120 m,分为四个采场,每个采场长 30 m,宽等于矿脉厚度,阶段高 30 m,分段高 7~8 m,底柱高 6~8 m,漏斗间距 6~7 m,留一侧间柱,宽为 2.5~3.0 m。在安全允许条件下,间柱和回采同时回收。顶柱在上阶段条件允许时,和回采一并回收(见图 9-59)。

拉底平巷和分段平巷,断面 2 m×2.5 m,斗颈断面 1.6 m×1.6 m。

9.6.3.3 试验盘区回采

采用 YG-40 型凿岩机凿上向中深孔,孔径 65 mm,配经改进的 FJZ25A 型钻架,每次立钻

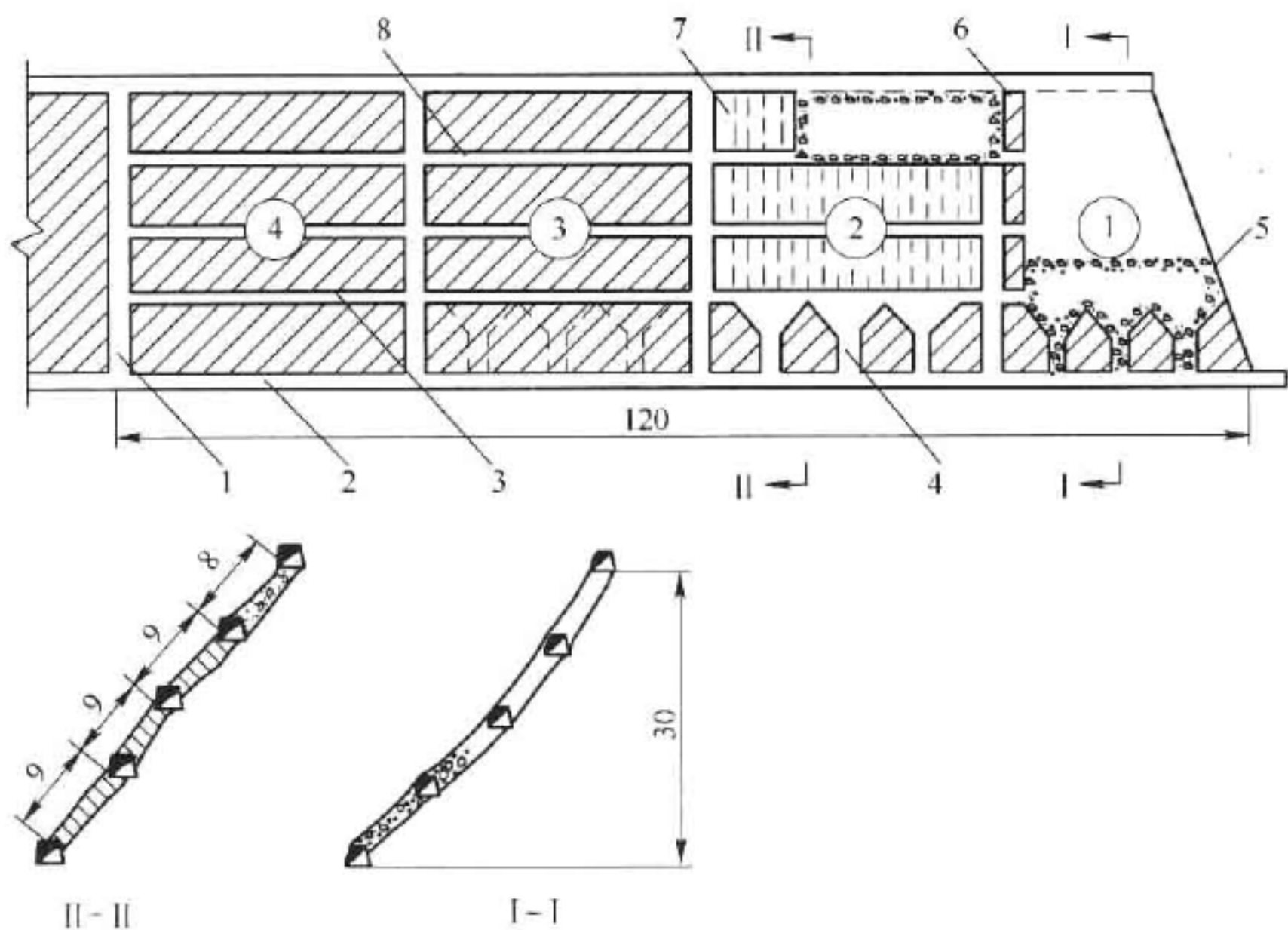


图 9-59 分段凿岩阶段矿房采矿法在峪耳崖金矿的试验盘区
1—天井；2—阶段运输平巷；3—拉底平巷；4—放矿漏斗；5—崩落矿石；
6—间柱；7—炮孔；8—分段平巷；①~④—回采顺序

可凿四个炮孔,减少辅助作业时间,以增加凿岩效率。根据爆破试验结果,确定凿岩爆破参数为:最小抵抗线 0.9 ~ 1.0 m,孔间距 0.8 ~ 0.9 m,上盘边孔距 0.3 ~ 0.4 m,下盘边孔距 0.2 ~ 0.3 m。炮孔布置为“之”字形。炮孔装药密度 1.7 ~ 1.8 kg/m,不耦合系数 1.2 ~ 1.3,装药系数 0.8 ~ 0.85。炸药为铵油炸药卷,密度 0.94 g/cm³。

炮孔布置和装药结构见图 9-60。

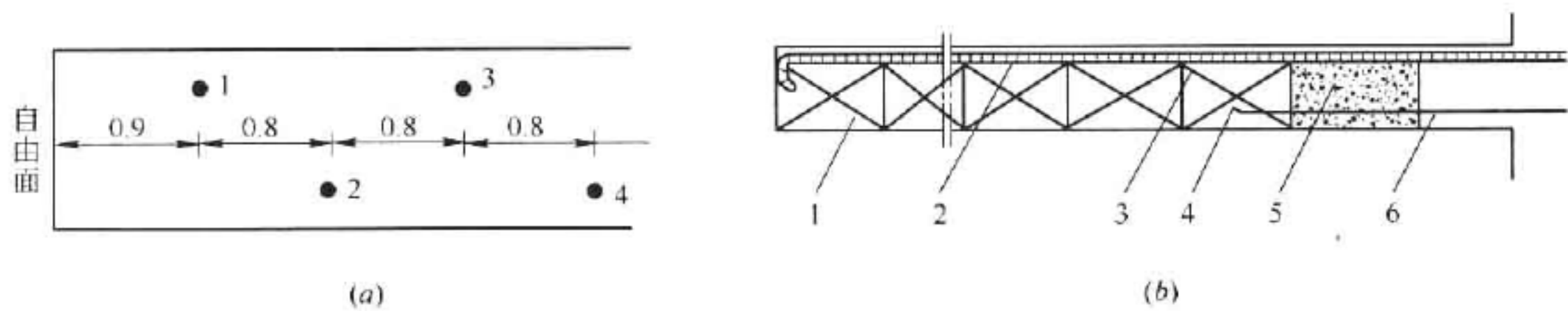


图 9-60 炮孔布置和装药结构
(a) 炮孔布置；(b) 装药结构

1—铵油炸药卷；2—导爆索；3—起爆药包；4—微差雷管；5—炮泥；6—导爆管

采用导爆索和非电导爆管复式起爆系统(见图 9-61),从上分段向下分段依次爆破,每次爆破 6 ~ 8 排炮孔。孔口处绑在导爆索的微差雷管,与该孔起爆药包中微差雷管同段,每 3 个孔的导爆索和导爆管收成一束,与主导爆索捆扎在一起,主导爆索一端捆扎两个火雷管。

采用分段自上而下凿岩爆破,阶段出矿工艺。崩落矿石从放矿漏斗放出,直接装车。矿车容积 0.7 m³,平均出矿能力为 120.9 t/d。

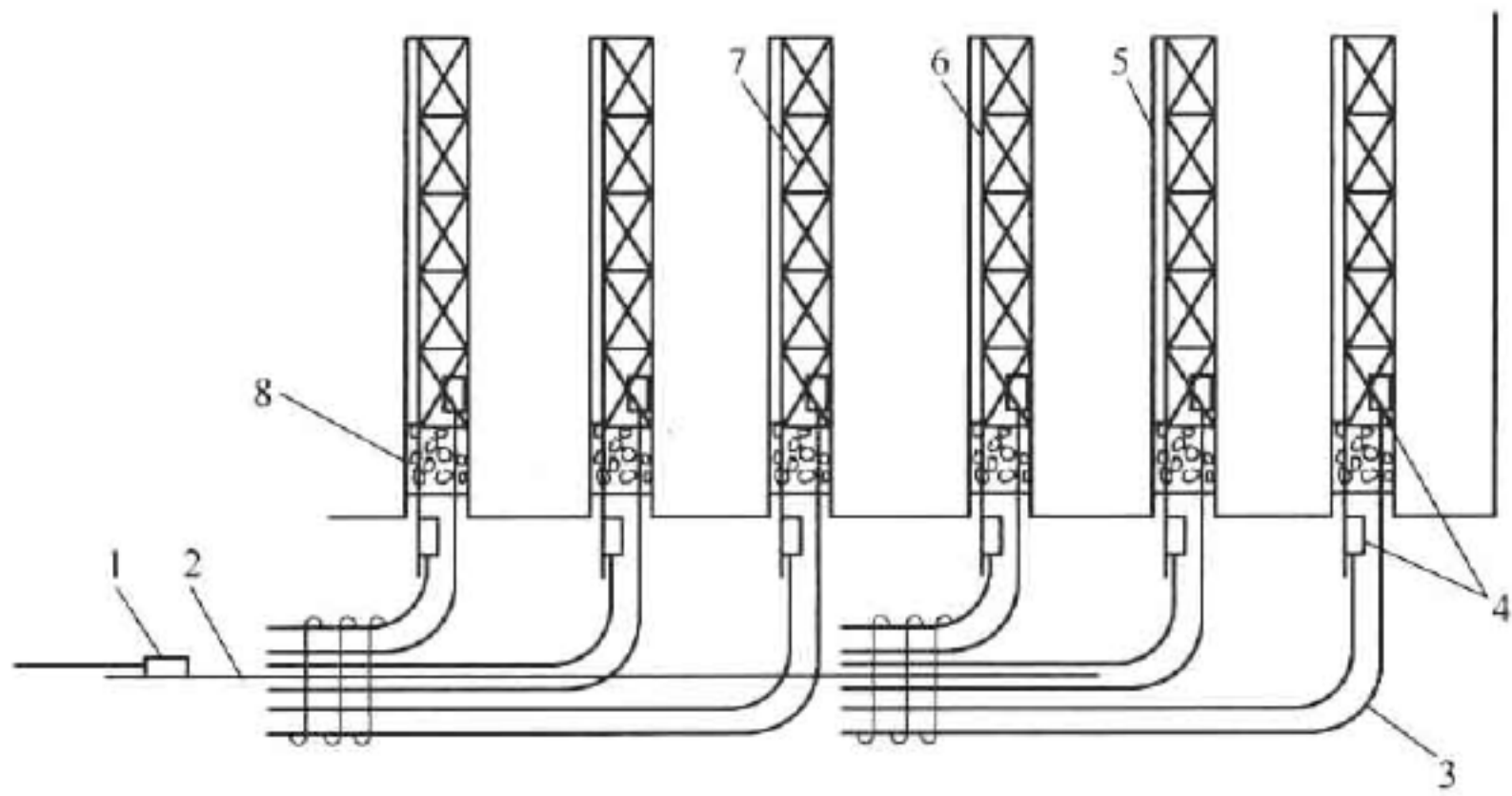


图 9-61 爆破网络图

1—火雷管；2—主导爆索；3—导爆管；4—非电微差雷管；
5—炮孔；6—导爆索；7—药包；8—炮泥

当一个采场回采结束后,在天井中用 YT-27 型凿岩机凿岩,3 个分段一次爆破,回收间柱。然后在底柱中凿岩—爆破—出矿(装岩机),将底柱全部回收(如安全条件不允许时,部分回收间柱和底柱)。

采场回采结束后,进行封闭,自然崩落顶板充填采空区。

9.6.3.4 分段凿岩阶段矿房采矿法试验效果评价

该采矿法适用于矿石和围岩中等稳固以上,矿岩界限明显,顶底板平整,倾角变化小的倾斜和急倾斜薄矿脉。

和该矿原用的横撑支柱上向梯段采矿法对比,采取分段凿岩阶段矿房采矿法,采场生产能力高,有效地控制采幅、降低矿石贫化和损失,获得良好的技术经济指标为:采场生产能力 71.4 t/d;劳动生产率 10.74 t/工班;矿石贫化率 19.23%;采矿损失率 9.3%。

但该法采准工程量大,凿岩效率低,应进一步完善。

9.6.4 高分段阶段矿房采矿法实例

河北金厂峪金矿采用了高分段阶段矿房采矿法。根据实践中存在的问题,金厂峪金矿对该法进行了适当的改进。

9.6.4.1 矿床的地质条件

矿体主要分布在 36~43 勘探线间的Ⅱ、Ⅲ、Ⅳ脉带中,已控制延深 550 m。全矿区共有 16 个工业矿体,其中Ⅲ-2、Ⅲ-3、Ⅲ-4 矿体最富,Ⅲ-5 矿体规模最大。矿区以斜长角闪岩为主,夹有少量斜长角闪片麻岩,围岩有轻微混合岩化现象。

矿体受成矿前、成矿后构造控制,其产状与脉带基本一致。矿体总走向为 30°,倾向大部分为 SE,倾角 60°以上(个别为 40°左右),矿体一般长 50~150 m,最长达 300 m,厚度为 1~6 m,最厚达 30 m。中厚以上矿体矿量占总矿量 50%~70%。

9.6.4.2 高分段阶段矿房采矿法的实践

金厂峪金矿多年来应用分段凿岩阶段矿房采矿法,并积累了很多生产经验。自 1980 年开始试验高分段采矿法,以后在几个采场推广应用了高分段采矿法。

- (1) 矿块构成要素。长40 m,阶段高40 m,顶柱厚5 m,底柱高6 m,漏斗间距6~8 m,间柱宽8~10 m。切割主槽宽4~6 m。
- (2) 采准及回采。矿块采准巷道布置如图9-62所示。

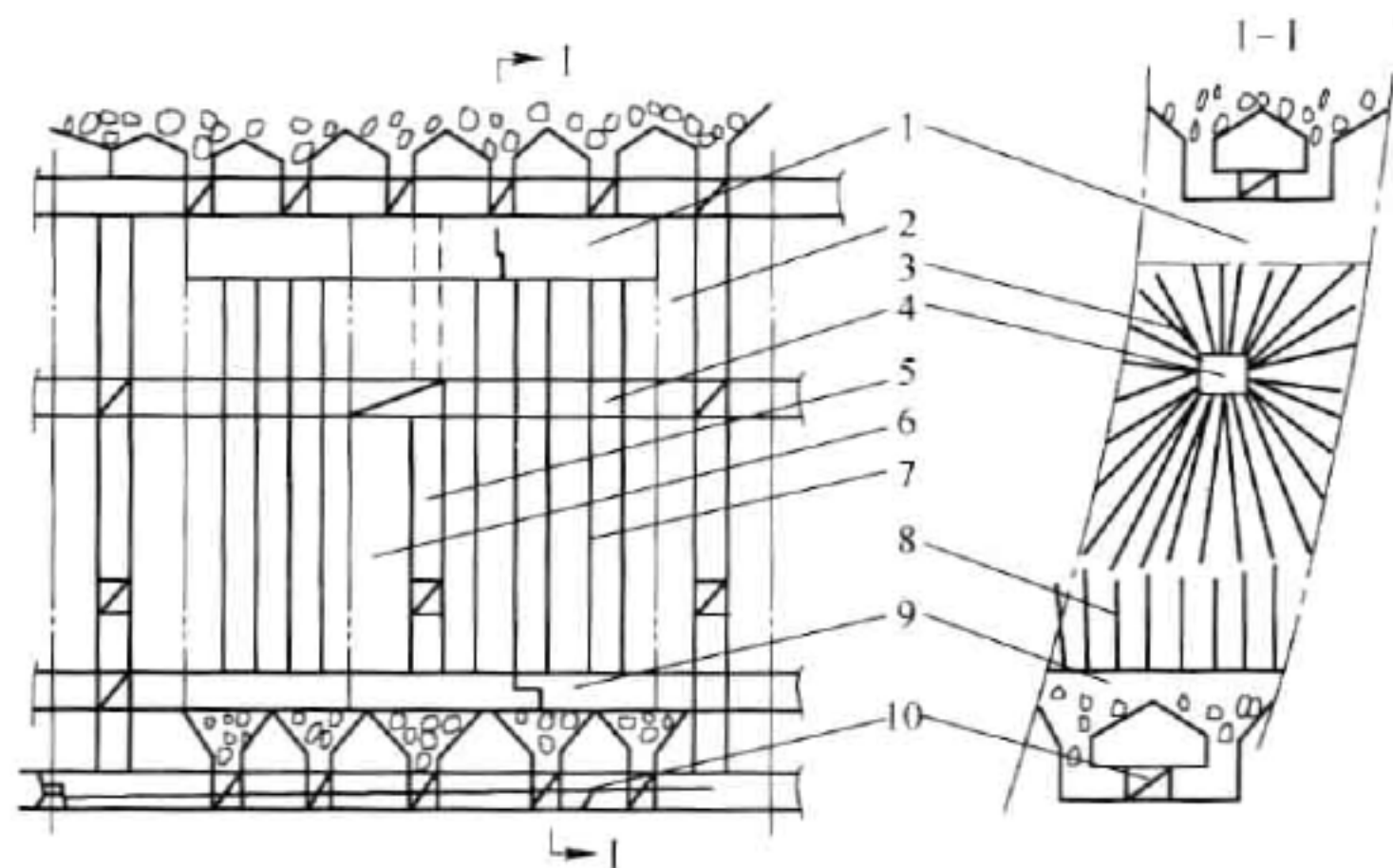


图9-62 高分段阶段矿房采矿法采准及结构图

1—顶柱; 2—间柱; 3—环形炮孔; 4—分段巷道; 5—切割井; 6—切割槽;
7—炮孔排面; 8—拉底孔; 9—拉底层; 10—电耙道

分段巷道断面(2.8~3.0) m×(2.8~3.0) m,在此巷道中用 YGZ-90 型凿岩机凿环形中深孔,孔径55 mm,上向孔深5~7 m,下向孔深10~14 m,排距1.3 m,孔底距1.8~2.0 m。在拉底层中(高2 m)用 YSP-45 型凿岩机凿上向平行孔,孔深5 m左右,排距1.3 m,孔间距1.5~1.8 m。

顶柱及上阶段底柱在上阶段电耙道中用 YGZ-90 型凿岩机凿环形孔,参数和回采相同。

切割槽形成分两步:首先爆切割井两侧炮孔,形成2 m×(4~6) m 主槽后,再爆上、下盘部分炮孔。爆破后出矿。

切割槽形成并出完矿后,分段爆破回采孔。上向孔用装药器装粒状炸药,装药密度0.9~1.0,下向孔用防水乳化油炸药,人工装药。孔内用导爆索、非电导爆管分段起爆,同排同段,排间微差爆破。

矿房出矿后,再爆破间柱、顶柱及上阶段底柱。

使用2DPJ-28kW 电耙出矿,出矿能力为200~300 t/d。

9.6.4.3 高分段法效果评价

试验的高分段阶段矿房采矿法和普通分段采矿法的比较见表9-47。

表9-47 主要技术经济指标比较

指 标	普通分段采矿法	高分段阶段矿房采矿法
采场生产能力/t·d ⁻¹	93	160
采矿工效/t·工班 ⁻¹	22.6	35
凿岩效率/t·台班 ⁻¹	90.3	140
采准比/m·kt ⁻¹	12.1	6.2

从表 9-47 看出,高分段阶段矿房采矿法采场生产能力高,采准比小,缩短采准时间和回采周期。但在实践中发现凿下向炮孔困难,有时夹钎,且每个孔需下 0.5 m 长的钢管。此外,下向孔中易积水,需用防水炸药,增加爆破成本。

9.6.4.4 改进的高分段阶段矿房采矿法

为解决高分段阶段矿房采矿法下向孔钻凿的困难及其存在的问题,金厂峪金矿对高分段阶段矿房采矿法进行改进(见图 9-63)。

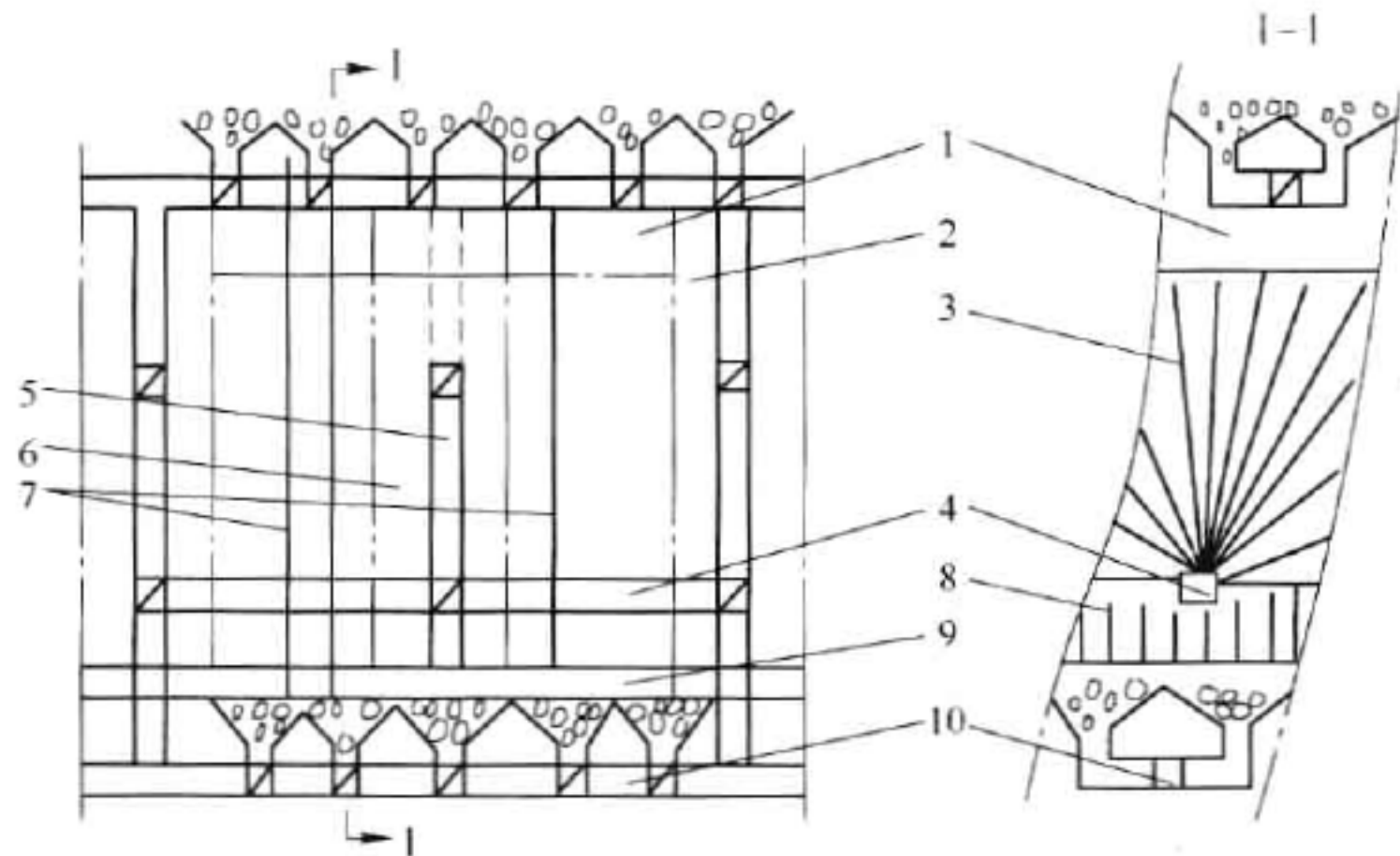


图 9-63 高分段阶段矿房采矿法改进方案

1—顶柱; 2—间柱; 3—上向扇形孔; 4—分段巷道; 5—切割井;
6—切割槽; 7—炮孔排线; 8—拉底孔; 9—拉底层; 10—电耙道

高分段改进方案结构参数不变,凿岩爆破参数不变,只是将分段巷道下移,凿上向炮孔,孔深达 10 ~ 20 m,而拉底同前方案。

改进的高分段阶段矿房采矿法,除保留原高分段阶段矿房采矿法优点外,由于不用钻凿下向孔而提高了凿岩效率,降低消耗和成本,显示出适用于中厚以上的急倾斜矿体的高效率采矿方法。

9.6.5 大直径深孔落矿阶段矿房采矿法试验应用

1986 年河北金厂峪金矿与北京矿冶研究总院合作,开始大直径深孔落矿阶段矿房采矿法工业试验,获得较好的技术经济效果。

9.6.5.1 试验采场地质条件

试验采场选在该矿 II - 5 矿体 103m 阶段 629-3 矿块。矿体形态较规整,平均厚度 20 m(下部 15 m,上部 35 m),倾角 65°,矿体由石英脉、细长石英脉和次生石英脉在片岩中组成的石英复脉带,围岩为斜长片麻岩,矿体与围岩中等稳固。矿石地质品位 6.75 g/t。

9.6.5.2 试验方案、构成要素及采准

试验方案为 VCR 采矿法的变形方案:采场中间部位用球状药包爆破(VCR 法拉槽),两侧用柱状药包向拉槽方向爆破。

试验采场阶段高度 40 m,矿房垂直走向布置,矿房宽 8 ~ 10 m,长等于矿体厚,底部结构为堑沟式和布置单侧出矿巷道,底柱高 6m。

在矿房上部(143 m 水平)形成高 3.6 m, 宽 6~11 m, 长 35 m 的凿岩硐室, 硐室顶板用锚杆金属网支护; 矿房下部(103 m 水平), 设三条出矿巷道, 间距 7.5 m, 规格为 2.2 m × 2.2 m, 采准比为 9.59 m/kt。

堑沟及拉底层, 用中深孔一次爆破形成。试验方案及采准布置见图 9-64。

9.6.5.3 试验方案的回采工作

因受硐室布孔条件限制, 采用垂直平行和扇形深孔联合布孔方案。用美国英格索-兰德公司(Ingersoll-Rand Co.)制造的 CMM-2 型潜孔钻机, 冲击器为 DHD-360 型, 孔径 165 mm。共凿 46 个深孔, 总孔深为 1159 m。

根据系列爆破漏斗实验, 球形药包装药 25 kg, 最优埋深为 2.7 m, 孔网密度 2.7 m × 3.2 m, 扇形孔底距 3.4 m。

根据炸药性能与矿岩物理力学性质的匹配选择实验, 球形药包的炸药选的 CHL-2 型高密度(1.4 g/cm^3)高爆速(大于 4200 m/s)低感度炸药。

爆破分为两个阶段: 拉槽球形药包分层爆破和球形药包多分层装药和两侧炮孔柱状装药分段微差一次爆破。

球形药包多分层爆破, 共进行五次。每分层高度平均为 3.6 m, 总崩矿量为 5800 t。

球形药包分层微差爆破和柱状装药侧向微差爆破联合一次崩矿, 总崩矿量 9060 t, 装药量 3.5 t, 平均炸药单耗为 0.37 kg/t。

联合爆破方案见图 9-65。

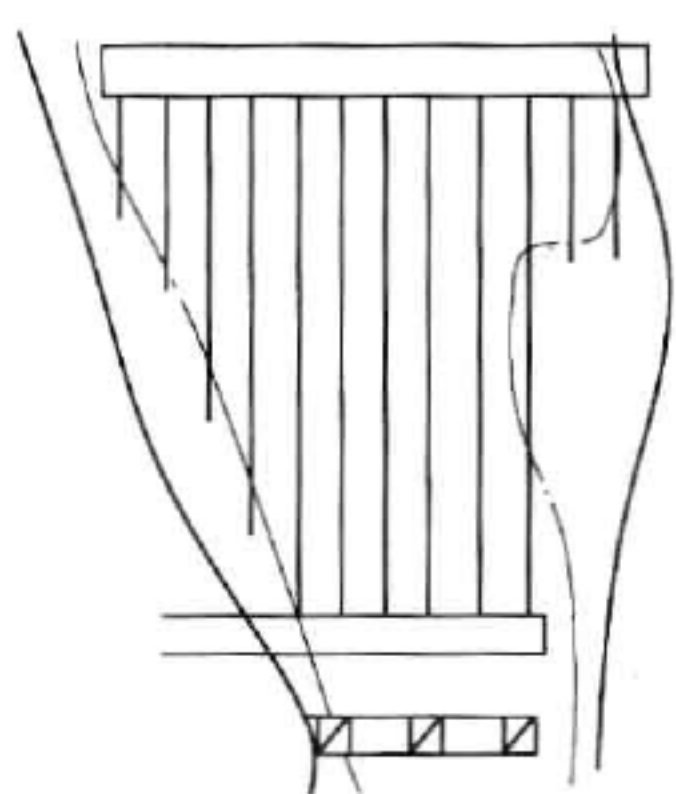


图 9-64 VCR 法试验方案示意图

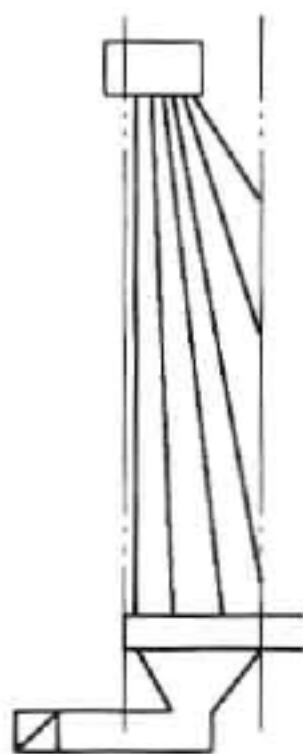


图 9-65 联合爆破方案示意图

①~⑤—爆破分层编号

球形药包分层装药结构和多分层装药结构见图 9-66, 联合爆破方案起爆网络见图 9-67。

联合爆破时, 用上向中深孔将上阶段底柱同时崩落。

出矿使用 EHST-1A 型电动铲运机, 铲斗容积为 0.76 m^3 , 直接装车运出, 出矿能力为 254.6 t/d, 大块产出率(合格块度为 350 mm)为 1.8%, 出矿品位为 6.20 g/t 矿石贫化率 6.52%, 回采率 100%。回采作业工效 21.7 t/工班。

9.6.5.4 试验效果评价

VCR 法变形方案试验是成功的, 与该矿原用的分段凿岩阶段矿房采矿法比较, 采准工程量小(仅为原来的 13.5%), 回采作业工效大幅度提高(提高 20%), 回采作业成本降低

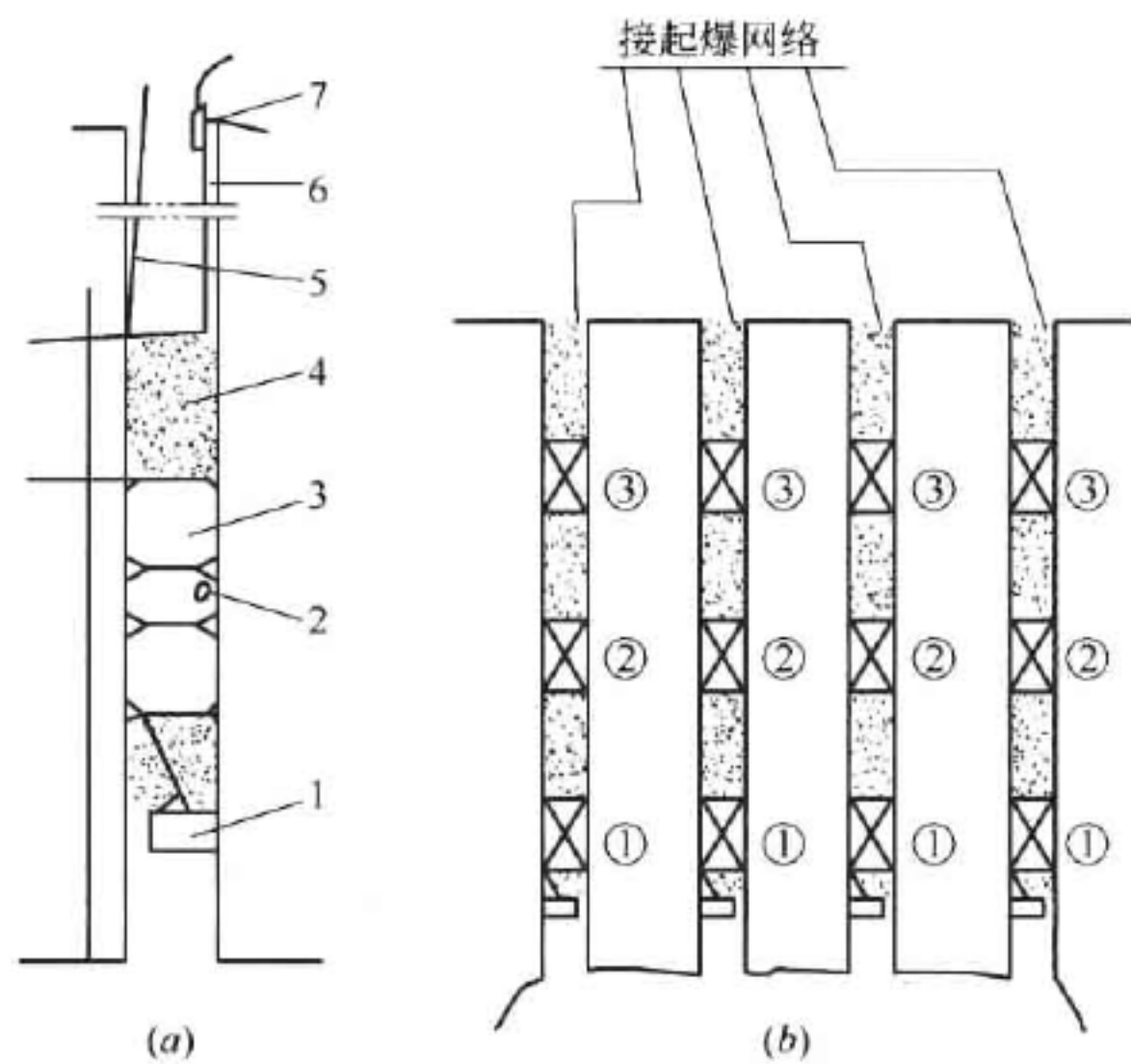


图 9-66 球形药包装药结构示意图

(a) 单分层装药结构; (b) 多分层装药结构

1—水泥塞; 2—起爆弹; 3—炸药; 4—沙子; 5—尼龙绳; 6—孔内导爆管; 7—微差雷管; ①~③—分层号

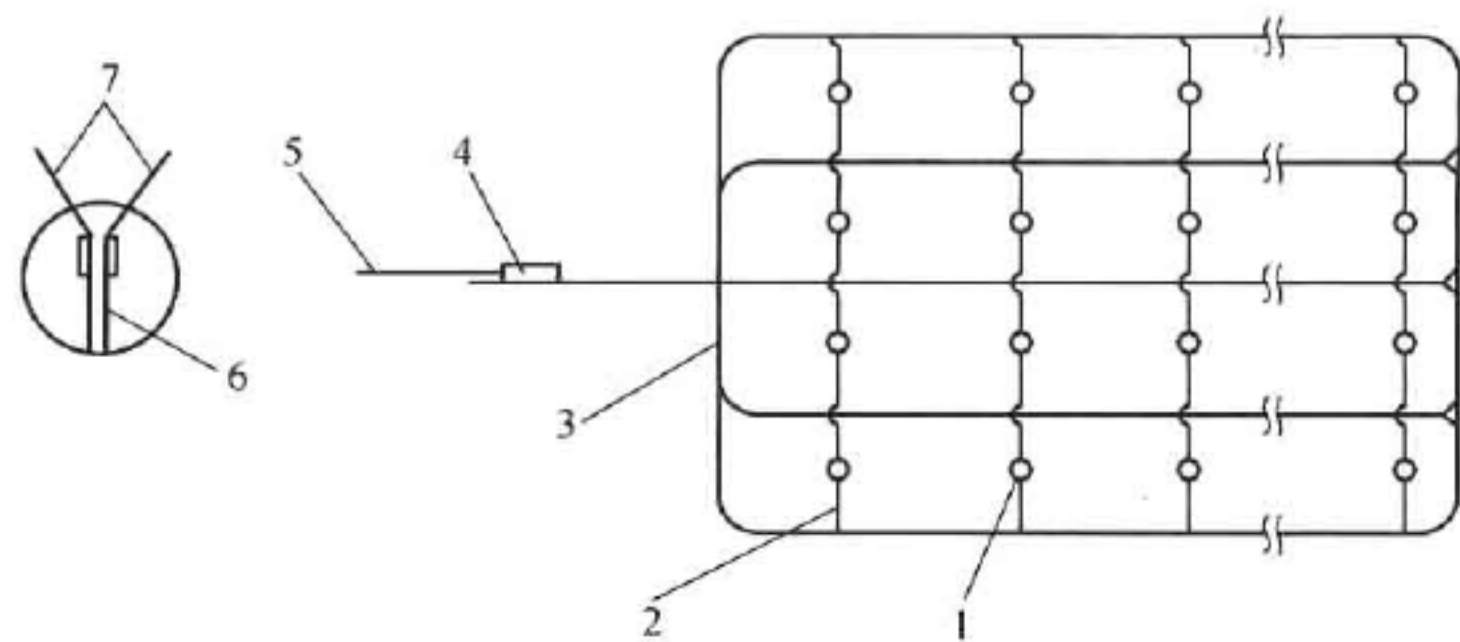


图 9-67 联合爆破方案起爆网络图

1—炮孔; 2—导爆管; 3—导爆索; 4—火雷管; 5—导火索; 6—孔内导爆管; 7—孔口导爆管

(低 12%)。此外,作业条件得到很大改善,作业更为安全,凿岩硐室及拉底空间施工机械化,对提高采准切割效率极为有利。

如对现有工艺技术进行改进,VCR 法的变形方案尚可扩大其使用范围。

9.7 上向分层干式充填采矿法

在中国,上向分层充填采矿法用于开采矿体厚度大于 0.8 m,矿石较稳固,围岩欠稳固的倾斜、急倾斜薄矿脉,是一种较早使用、行之有效的采矿方法。国内的夹皮沟金矿、金厂沟梁金矿、红花沟金矿、东坪金矿、石湖金矿、上宫金矿等都使用了这种采矿方法。上述矿山使用上向分层干式充填采矿法的开采技术条件见表 9-48。在中国,原来所使用的上向分层干式充填法的回采作业机械化程度低,采矿强度不高,采场生产能力一般在 20t/d 左右,在矿山年产量一定的前提下,采场生产能力低,使回采周期加长,这对采场地压管理及损失、贫化管理均不利。20 世纪 80 年代后,随着采场机械化水平和工艺技术水平提高,使得矿块结构参数也发生了变化,见表 9-49。

表 9-48 国内部分上向分层干式充填采矿法开采技术条件

开采技术条件			矿 山 名 称					
			金厂沟梁金矿	红花沟金矿	夹皮沟金矿	东坪金矿	石湖金矿	上宫金矿
赋存条件	矿脉厚度/m		0.8 m 以上	平均 1.0	0.74 ~ 2.2	平均 1.57	1.4 ~ 1.7	平均 2.8
	矿脉倾角/(°)		60 ~ 90	50 ~ 90	平均 70	35 ~ 55	50 ~ 76	平均 60
	矿脉走向长/m		100 ~ 870	350	76	560	410 ~ 430	650
矿岩条件	矿石	名 称	黄铁矿 石英脉	黄铁石 英岩	含金石 英脉	钾长石化 石英岩	含硫化物 硅化岩	含金黄铁矿 化角砾岩
		坚固性系数	14	6 ~ 8	12 ~ 14	10	5 ~ 7	5 ~ 8
		稳固性	中稳	不稳至中稳	稳固	稳固	稳固	中等稳固
		品位/g · t ⁻¹	10 ~ 27	6 ~ 30	平均 9.16	平均 12.73	平均 9.45	1.13 ~ 16.3
		密度/t · m ⁻³	3.25		2.76	2.62		2.67
	上盘岩石	名 称	斜长角闪 片麻岩	斜长角 闪岩	石英正 长斑岩	二长岩	钾长石化黑云 斜长片麻岩	高岭土绿泥 石化安山岩
		坚固性系数	6	8 ~ 10	8 ~ 12	10	5 ~ 8	5 ~ 8
		稳固性	较稳	中稳	中稳	稳固	中稳	不稳至中稳
		密度/t · m ⁻³	2.7		2.5	2.62	2.86	
	下盘岩石	名 称	斜长角闪 片麻岩	混合岩化角 闪片麻岩	石英正长斑岩	二长岩	绿泥石化黑云 斜长片麻岩	高岭土绿 泥石化安 山岩
		坚固性系数	6	8 ~ 10	8 ~ 12	10	5 ~ 8	5 ~ 8
		稳固性	较稳	中稳	中稳	稳固	中稳	中稳
		密度/t · m ⁻³	2.7		2.5	2.62	2.86	

表 9-49 国内部分上向分层干式充填采矿法矿块结构参数

采场运搬及 矿块结构		矿 山 名 称							
		金厂沟梁金矿			红花沟金矿	夹皮沟金矿	东坪金矿	石湖金矿	上宫金矿
矿块布置		沿走向			沿走向	沿走向	沿走向	沿走向	沿走向
采场运搬方式		人工	7.5 kW 13 kW 电耙	铲运机	CT-500HE 铲运机, 人工	EHST-0.5 铲运机	7.5 kW 15 kW 电耙	7.5 kW 15 kW 电耙	人工
矿块结构参数	阶段高度/m		40		40	40	35~40	40	40
	矿块长度/m	50	50	80~100	35~55, 80~60				
	分层高度/m		1.5		1.2~1.5	0.8~1.0	1.35~2.7	1.0~1.5	2.5
	溜井间距/m	8~10	25~30	40~48	12~40	20	9~16	20~25	
	顶柱厚/m		2~3			5			5
	底柱高/m				4~5	4.5	4.5	4.5	6
	间柱宽/m								

中国岩金矿山从 1980 年起陆续引进了国外三个制造厂家的 9 种型号铲运机。引进的法国 EMICO 公司和美国 Wagner 公司生产的斗容为 0.38 m³ 的 CT-500HE 型和 EHST-0.5 型电动铲运机,其操作简便,铲取力强,能装运块度 400 mm 以下的矿岩。该机机动性好,运行平稳,爬坡能力大,转弯半径小,适合于开采薄矿脉时采场出矿和充填料运输。在中国红花沟金矿、金厂沟梁金矿、夹皮沟金矿的上向分层干式充填采矿法中均已使用,并获得了明显的技术经济效益。红花沟金矿在干式充填采矿法采场采用 CT-500HE 型和 EHSE-0.5 型电动铲运机出矿和充填,大大减轻了工人劳动强度,采场生产能力提高了 2.87 倍,采矿工效提高了 3.36 倍、充填效率提高了 7.24 倍,损失率、贫化率分别降低 9.48% 和 66.6%。夹皮沟金矿上向水平分层干式充填采矿法原采用人力运搬矿石和充填料时,劳动强度大、工效低,采矿工效仅 0.8~1.6t/班,采场生产能力为 15~20t/d;使用 EHST-0.5 型电动铲运机后,采场生产能力提高了 1.5~2.3 倍,采矿工效提高了 1.7~4.0 倍。

微型铲运机进入采场有两种方式:一种是通过从阶段水平巷道向上掘一条坡度为 12°~14° 的通道进入采场;一种是从充填天井把解体的铲运机吊送至采场。

由于铲运机需在采场内完成左右两段工作面的矿、岩装、运、卸作业,所以在采场溜井近下盘掘一高 1.5~1.6 m,宽 1.8~2.0 m,长 4.0~6.5 m 的调头硐室,硐室要随工作面不断升高而开掘。

东坪金矿、石湖金矿在急倾斜薄矿脉开采中,应用上向分层干式充填采矿法实行连续回采,分层集中一次凿岩,分次多排微差爆破落矿,锚杆护顶、电耙出矿、钢溜井配合振动放矿机或木漏斗放矿、块石充填、碎石混凝土铺面或砂浆铺面等新工艺。两个矿山均采用 2DPJ-7.5 型和 2DPJ-15 型电耙进行出矿和充填作业,其采场运搬技术指标见表 9-50。东坪金矿还对溜井在不同放矿条件下,如空放和满放,上部弯曲与下部弯曲等情况进行了现场模拟试验,找出了适合该矿的钢溜井放矿条件。石湖金矿采用钢溜井底部接振动放矿机,其放矿效率达到 1.06 t/min。

表 9-50 采场运搬技术指标

矿 山 名 称	电 耙 效 率		电耙利用率 /%	采场生产能力 /t·d ⁻¹	块石充填能力 /m ³ ·班 ⁻¹
	/t·台班 ⁻¹	/t·班 ⁻¹			
东坪金矿	52	17.33	35	38~40	27
石湖金矿	28	14	17	42.6	22.3

使用上向分层干式充填采矿法的岩金矿山,普遍采用了人工假底,以提高矿柱的回收率,提高回收矿柱时的安全性。各矿人工假底的参数及材料配比见表 9-51。

表 9-51 人工假底参数及材料配比

矿山名称	假底厚度 /mm	强度及配比		水泥强度 等级	主筋直径 /mm	副筋直径 /mm	网度/mm×mm	备 注
		设计强度 /MPa	水:水泥:砂子:石子					
红花沟金矿	600	10	0.6:1:2.5:5		12	8	250×250	不留矿石底柱
金厂沟梁金矿	380~450	20			12	6.5~8	200×300	不留矿石底柱
夹皮沟金矿	600	20	0.65:1:2.55:5.12	42.5	14	8	200×300	留矿石底柱

续表 9-51

矿山名称	假底厚度 /mm	强度及配比		水泥强度 等级	主筋直径 /mm	副筋直径 /mm	网度/mm × mm	备 注
		设计强度 /MPa	水: 水泥: 砂子: 石子					
东坪金矿	600	15	0.78: 1.0: 2.9: 5.8	42.5	12	8	200 × 200 1500 × 1500	双层筋、留 矿石底柱
石湖金矿	600	20	1: 2: 3: 6	32.5	12	8	750 × 750 1400 × 1400	双层筋、留 矿石底柱, 水灰比 0.8 ~ 1.0
上宫金矿	500		1: 1: 1.5: 3.5	32.5	14	10	1400 × 1400 600 × 800	双层筋、 留矿石底柱, 水灰比 0.45

为了充分回收粉矿,防止其掺入充填料中,多数矿山在分层充填体表面使用废旧胶带和草袋铺垫。东坪金矿采用了浇一层厚 100 mm 的 C75 号砂浆铺垫,水泥用 42.5 强度等级硅酸盐水泥,采用中砂,其质量配比为水:水泥:中砂 = 0.84: 1.0: 4.253。1 m³的砂浆分别消耗水 300 kg,水泥 356 kg,中砂 1514 kg。试验采场的采矿损失率为 3.96%,矿石贫化率为 9.38%。石湖金矿采用碎石混凝土胶结充填料浇面,厚 200 mm,用 32.5 强度等级硅酸盐水泥。各种材料的重要配比为水:水泥:砂子:石子 = 1: 1: 4: 6。与河砂混凝土浇面相比,其充填成本降低了 36%,采场的矿石贫化率、损失率分别达到 33.5% 和 1.68%,而且碎石混凝土浇面还具有强度高,养护时间短等优点。

上宫金矿、东坪金矿、石湖金矿等在采场落矿中都采用了分次多排微差爆破技术,周边眼控爆技术,并试验了在不同矿体厚度条件下的最佳凿岩爆破参数。许多矿山都应用了各种类型的锚杆进行采场护顶,上宫金矿还在采矿方法的试验中,与马鞍山矿山研究院共同研究,提出了对矿、岩稳定性进行评价的新方法——当量暴露面积。该方法的实质是,在同一岩体中,在采场稳定程度相同的前提下, S_0 为长方形采场的暴露面积相对于正方形采场暴露面积的折合值,称 S_0 为“当量暴露面积”。 S_0 在某种程度上反映了采场顶板的最大主应力大小,而不受采场形状的限制,因而也就具备了反映采场稳定性的特殊功能。通过分析研究还找出了“当量暴露面积”的计算方法。当采场的“当量暴露面积”大于矿岩极限暴露面积 S_j 时,采场处于非稳定状态,反之,采场处于稳定状态。上述评价方法用于上宫金矿生产实践之中,其理论计算值基本符合现场的实际状况,它可为类似条件矿山评价矿岩稳定性时所借鉴。

对于薄矿脉的干式充填采矿法要从加强采场技术管理入手,改进顶板管理和损失贫化管理,一定要把好“三关”,即控制采幅、搞好铺垫及工作面手选。要因地制宜地推广机械化出矿和采场充填工艺,推广砂浆和混凝土铺面技术。最大限度地回收黄金资源。要加快微型铲运机的国产化,以不断提高矿块的生产能力。

9.7.1 红花沟金矿上向分层干式充填采矿法实例

红花沟金矿位于内蒙古自治区赤峰市西南 40 km 处。矿山有红花沟和莲花山两个坑口,矿区平均海拔高度为 800 m。

9.7.1.1 开采技术条件

矿床工业类型为含金黄铁石英脉型,成多条平行脉产出。矿床成因属中、低温热液裂隙充填型。矿体厚度在 0.2 ~ 2.2 m 之间,平均为 1.0 m,矿体倾角在 50° ~ 90° 之间,为急倾斜薄矿脉。矿石品位差异较大,为 4 ~ 200 g/t,多为 10 ~ 25 g/t。

矿体上、下盘围岩主要是角闪斜长片麻岩,围岩节理发育,特别是上下盘矿岩之间均有 5 ~ 10 cm 厚的比较破碎的绢云母化和绿泥石化的蚀变带,加之走向断层的影响,矿体稳固性较差,其坚固性系数 $f=8 \sim 10$;矿石受蚀变作用的影响,削弱了矿体的稳固性,矿石坚固性系数 $f=6 \sim 8$,松散系数为 1.5 左右。走向平移断层较多,一般沿矿体走向每 40 ~ 80 m,矿体就被断层错断,断距为 8 ~ 20 m。

A 采矿方法改革

红花沟金矿在 1958 年建矿初期,采用了浅眼留矿采矿法开采急倾斜薄矿脉。但由于上、下盘围岩不稳固,回采过程中出现片帮,造成矿石贫化较大;压矿和堵斗,使已采下的矿石难以放出,甚至可能使采场报废。回采时因底板不平整,粉矿损失严重。

1972 年后,矿山选择应用了上向分层干式充填采矿法,较好地解决了留矿采矿法开采中所存在的一系列问题。但该方法仍然存在着劳动强度大、生产效率低、采矿成本高等缺点,为了提高生产能力,解决上述存在的问题,1985 年矿山和长春黄金研究院合作,进行了机械化上向分层干式充填法在急倾斜薄矿脉开采中的试验研究并取得了成功。采用机械化开采后,矿块生产能力由原来的 22.5 t/d 提高到 87 t/d;应用人工假底使底柱回采率由 72% 提高到 94%。

B 回采方案

为使上向分层干式充填采矿法回采工艺实现机械化,红花沟金矿采用了 CT-500HE 微型铲运机出矿和充填。采用机械化开采的关键应保证有足够的采矿量和稳定的出矿品位。对于开采矿脉埋藏较深,走向较长、赋存状态及品位变化的脉金矿床来说,应使凿岩、爆破、充填、出矿平行作业,快速出矿,及时充填,缩短顶板暴露时间,提高回采强度,需选用多矿块连续回采,并对传统的采切方式及底部结构进行改进。据此,红花沟金矿采取的回采方案有:

a 同一中段水平矿块的连续回采

矿块构成要素:采场长度由原来的 35 ~ 55 m(或两个断层之间的矿体),改为多个相邻采场相连,构成一个 80 ~ 160 m 长的采场。采场高 40 m,放矿溜井间距 12 m,机械化开采时加大到 40 m,矿块采幅 2.0 m,不留顶、底柱和间柱,采场以断层为界。

采准工程布置:利用下盘平行脉的沿脉巷道,按溜矿井间距要求施工穿脉巷道、延长 7 m,以便列车装矿。直接在阶段沿脉巷道底板浇筑厚 300 mm 的混凝土,并将大网度的配筋浇筑其内,作为下阶段对应矿块回采时的假顶。在穿脉巷道与阶段沿脉巷道的交接处架设放矿漏斗。充填井位于两个各自采场的中部,距矿体 1.5 m 左右下盘岩石中布置,溜矿井和人行顺路天井采用金属圆筒架设。两采场之间断层无矿段,视情况可直接联通上采或打

联络道相通。其回采方案见图 9-68。

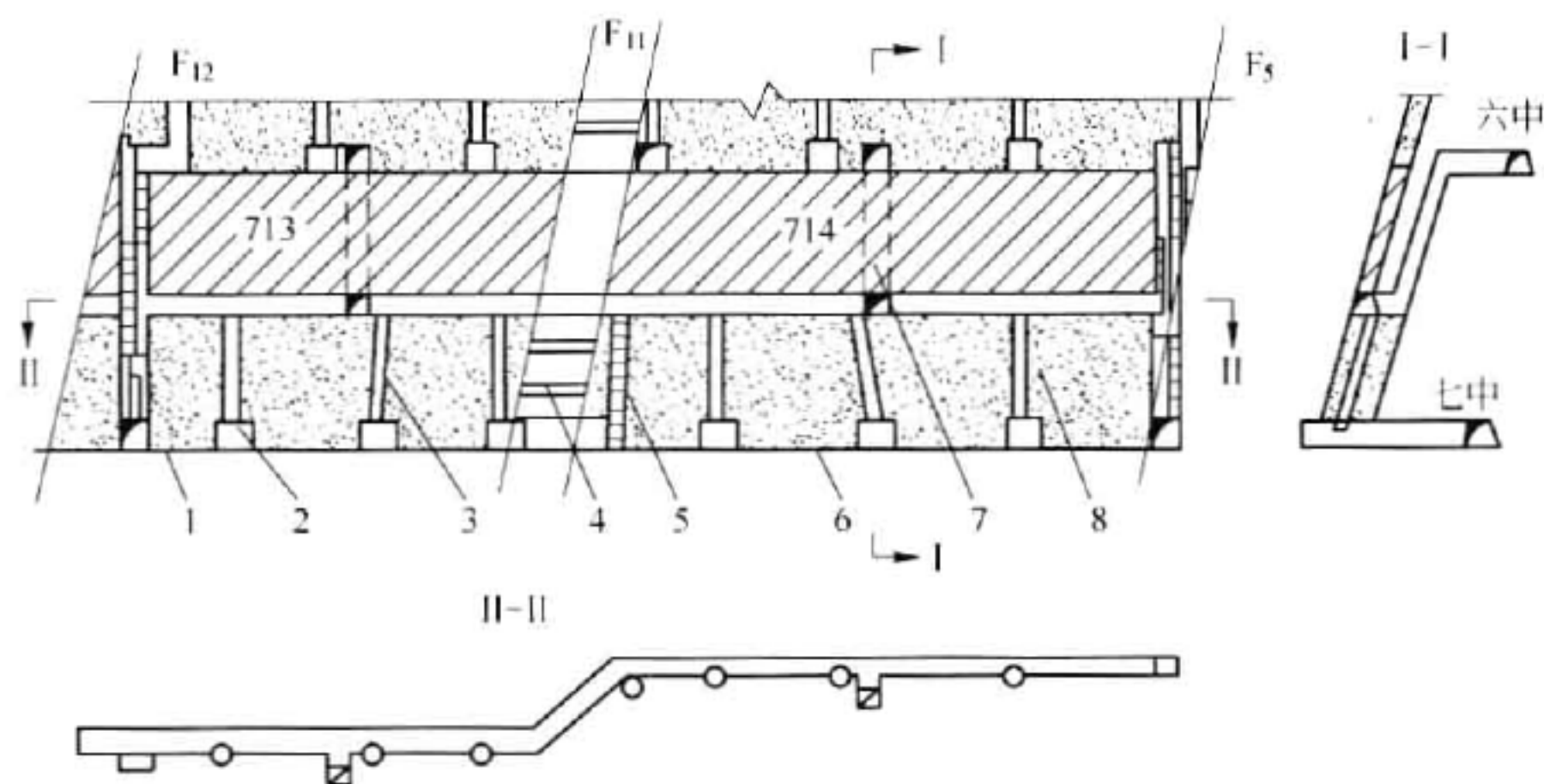


图 9-68 同一中段水平矿块连续回采方案

1—人行天井;2—穿脉放矿漏斗;3—溜矿井;4—联络道;5—人行顺路天井;
6—钢筋混凝土假底;7—充填天井;8—干式充填体

b 上下中段对应矿块的连续回采

矿块构成要素:上中段矿块平均长 41 m,下中段矿块平均长 45 m,矿块高 40 m,矿体平均厚 1.8 m,采场高 80 m,充填天井高 40 m,两上下相邻矿块各一个,可对应也可不对应。放矿溜井间距 12 m。

采准工程布置:如矿石品位较高,可采用穿脉漏斗放矿底部结构,利用矿块两侧探矿天井作为人行天井,按设计位置上挑溜矿井,从两侧人行天井掘拉底巷道与各溜井贯通。在上中段阶段运输巷道开掘穿脉巷道,距上中段矿块下盘 5 m 左右施工倾斜漏斗,斜长 6 m 左右,与矿脉贯通后停止施工。在矿块中部下盘 1.5 m 处,施工充填天井。其回采方案见图 9-69。

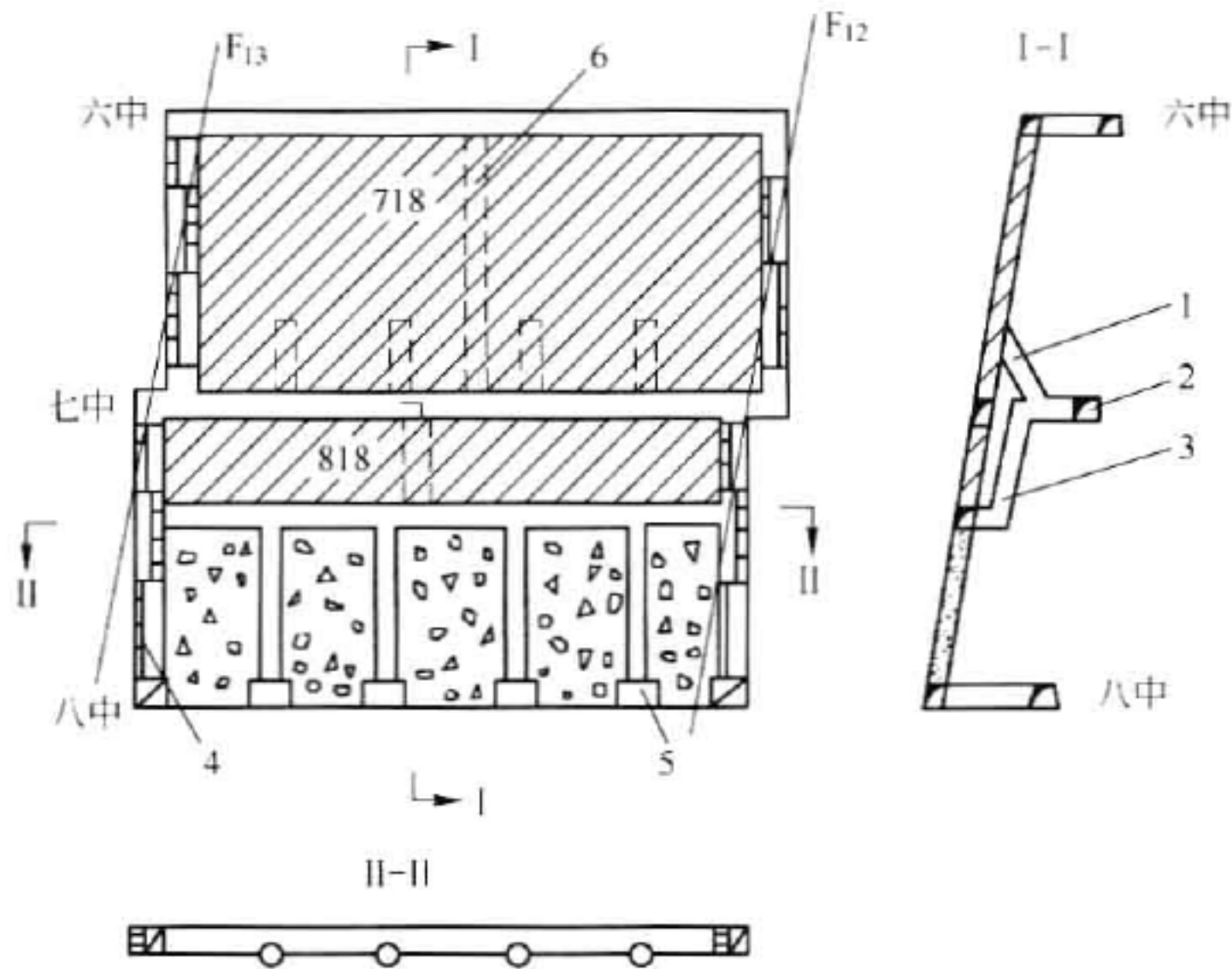


图 9-69 上下中段对应矿块连续回采方案

1—倾斜漏斗;2—阶段运输巷道;3—充填天井;4—人行天井;5—放矿漏斗;6—充填天井

9.7.1.2 底部结构

采场底部结构可根据矿石品位的高低,选用留矿石底柱、钢筋混凝土人工假底底部结构或穿脉漏斗放矿底部结构。

留矿石底柱的底部结构是在中段平巷顶板上部4~6 m处开掘一条拉底巷道,形成留矿石底柱的底部结构,但这种方法在急倾斜薄矿脉开采中特别当机械化开采时,一般不宜采用。留矿石底柱在拉底巷道底板浇筑厚200 mm的钢筋混凝土隔层,作为矿石底柱回采时的保护层,防止充填料混入矿石,以降低损失、贫化。但由于在拉底层浇筑,其劳动强度大效率较低。

钢筋混凝土人工假底底部结构是在中段平巷上直接挑顶1.5 m高左右,并在巷道中架设高2.0 m的木棚,作为浇筑混凝土支模用,浇筑厚600 mm的钢筋混凝土人工假底代替矿石底柱,如图9-70所示。但是采用人工假底底部结构,仍存在以下不足之处:

- (1) 底部结构施工难度较大,工人劳动强度大,效率低、工期长;
- (2) 假底暴露时间过长,回收下部矿块顶柱仍有困难,安全性差,损贫大;
- (3) 不能多漏斗同时出矿,矿块回采初期出矿能力更低,铲运机的效率难以发挥;
- (4) 铲运机不能直接进入采场,否则,需另开掘长14 m左右的斜坡道方可。为此,对急倾斜薄矿脉实现机械化开采后,必须对采场底部结构做进一步地改进。

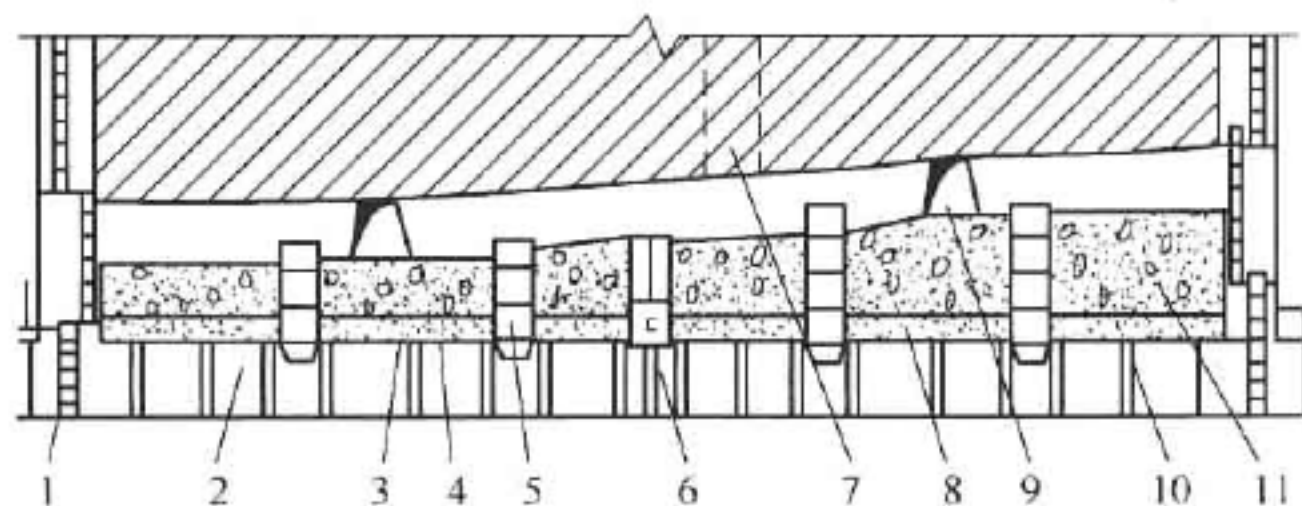


图9-70 机械化开采人工混凝土假底底部结构示意图

- 1—人行天井;2—沿脉运输巷道;3—钢筋混凝土假底;4—钢筋网(200 mm × 250 mm)
5—溜矿井;6—人行顺路天井;7—充填天井;8—模板;
9—铲运机调头硐室;10—木棚支架;11—干式充填体

穿脉漏斗放矿底部结构的施工步骤:

(1) 挑顶、掏槽。为以后回采时便于出矿,在浇筑混凝土前,应在沿脉巷道中向上挑顶0.8~1.1 m,然后再按采矿要求打好预留炮孔,同时在上盘与巷道底板平行地掏槽。这样,就可使浇筑出的混凝土假底与围岩构成固定端连接。

(2) 固定钢筋网。在巷道两帮底部每隔1.0 m打一固定钢筋网的孔,孔深1.3 m,倾角25°,再将 $\phi 25$ mm实心圆钢打入孔中,然后布置钢筋网,网度为250 mm × 200 mm,主筋和副筋交叉处用铁丝拧紧。最后将圆钢与钢筋网焊成一体。

(3) 浇筑混凝土。设计强度10 MPa,浇筑厚度300 mm。浇筑完的钢筋混凝土假底见图9-71。

(4) 漏斗架设。采场漏斗架设需待采场至3.0 m高后才能进行。首先在装矿穿与采场交接部位的两侧砌筑宽370 mm的砖墙或混凝土墙,并随采场上采逐步加高。当达到2.0 m时,支模制漏斗盖板,在编制漏斗盖板的钢筋网时,预留出漏斗口位置,然后浇筑400 mm厚的混凝土,架设漏斗,上接溜矿井的金属圆筒。用穿脉漏斗放矿底部结构代替沿脉内漏斗放

矿底部结构对急倾斜薄矿脉进行机械化开采(见图9-72),可以收到显著的效果:

1) 穿脉漏斗放矿底部结构与沿脉漏斗放矿底部结构相比,前者不仅施工速度快,能及早投产出矿,减轻假底施工劳动强度,而且也节约原材料和资金;

2) 穿脉漏斗放矿底部结构架设在受爆破破坏较小的基岩之上,在整个回采过程中底部结构并未暴露,在回收下中段矿块的顶柱时才局部暴露,因此,在回采矿块和回收下中段顶柱时均较安全;

3) 穿脉漏斗放矿底部结构能实现多漏斗放矿,出矿能力提高了31.2%,其矿块初期出矿能力提高了53.8%。

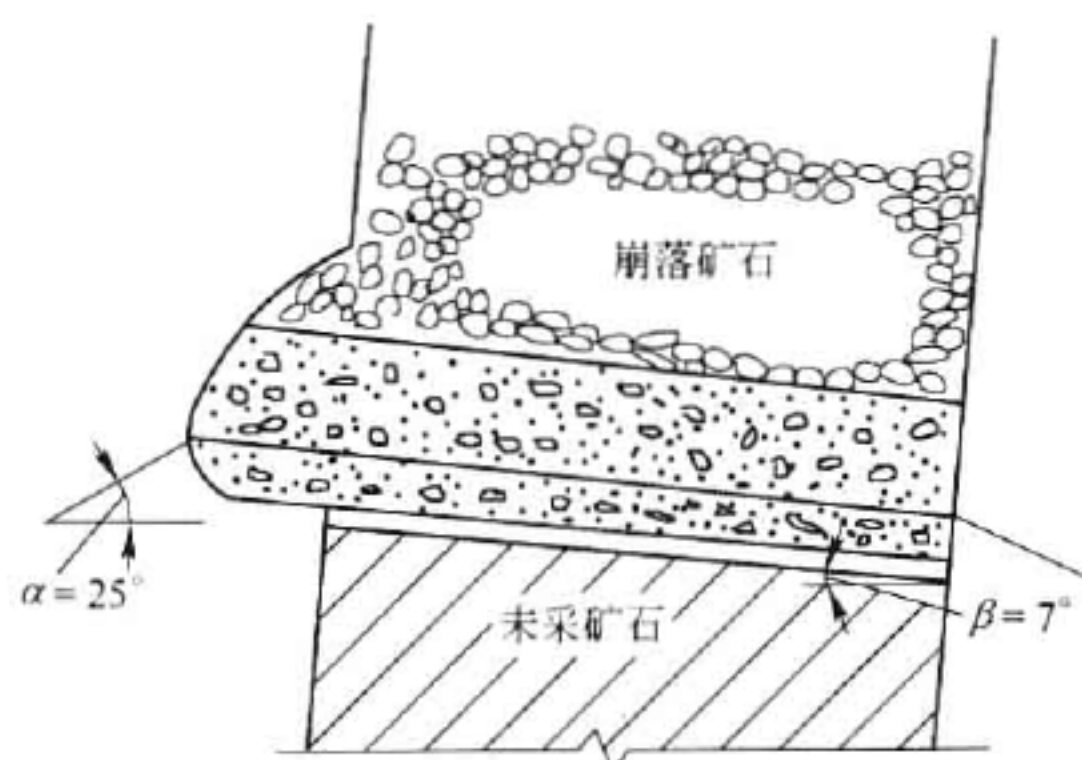


图9-71 钢筋混凝土假底示意图

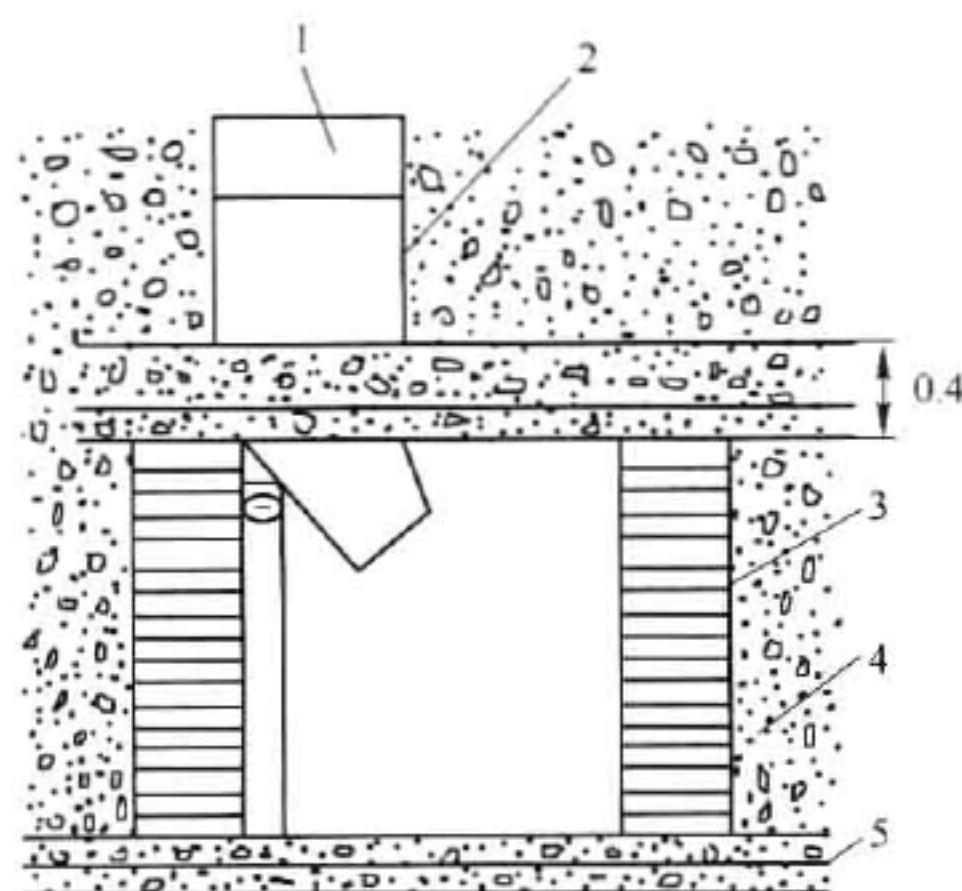


图9-72 穿脉漏斗放矿底部结构示意图

1—漏斗;2—漏斗盖板;3—砖墙;
4—充填体;5—混凝土假底

9.7.1.3 回采工作

当矿脉厚度在1.2 m以上,矿岩较稳固时,可采用“一采一充”,即出矿、凿矿、揭垫清场、接高溜矿井和人行天井、充填(平场)、铺垫、爆破与出矿;当矿脉厚度在0.7~1.1 m时,矿岩比较稳固,可采用“二采一充”。现就“一采一充”的回采作业详述如下:

(1) 凿岩。当矿脉厚度在1.4 m以上,矿岩界线明显时,用01-45型凿岩机钻凿垂直上向孔;当矿脉厚度1.2 m以下时,用7655型凿岩机钻凿倾斜上向孔。

(2) 揭垫清场。这是降低采矿损失的主要工艺环节。在凿岩结束后,先清扫铺垫(胶带和草袋)上部的矿石和岩壁上的粉矿,然后依次将胶带和草袋卷起,放至安全地方。

(3) 接高溜矿井和人行天井。清场完毕,沿矿体下盘接高溜矿井和人行天井,溜矿井和人行天井均采用金属圆筒接高而成,圆筒是用厚3~5 mm的钢板焊制而成,圆筒直径为0.9~1.0 m,每节高0.4~0.6 m,每节金属圆筒在上下连接处焊有3处锁鼻,可用铁丝或螺丝连结;在顺路人行井的圆筒内,焊有钢筋作为梯手用,根据安装需要,可以每隔6~8 m在筒内设一层安全平台。施工顺路溜矿井和人行井应注意以下几点:

1) 圆筒直径不宜过大,以满足铲运机出矿和方便行人为原则,尽量减小井的直径,以达到尽量减少材料消耗、运输安装方便、提高抗侧压能力之目的。

2) 每次架设的高度都要与分层的高度相适应,以便出矿和人行。

3) 随时掌握矿体倾角的变化,及时调节金属圆筒安装时的倾角,使之与矿体倾角变化

保持一致。当矿体倾角变化较小时,可采取加大圆筒某侧面节与节之间的间隙,当矿体倾角变化较大时,可采用楔形圆筒,来达到调整圆筒倾角之目的。

4) 接高顺路井完毕,要用废石将架设好的顺路井周围填实,以防其错位或变形。

(4) 充填(平场)与铺垫。充填料主要来源于上部中段掘进废石,从中央充填天井放至采场。铲运机硐室、溜矿井和顺路人行天井的下盘开帮、探矿掘进废石、采场手选废石均可作为补充的干式充填料。

以中央充填天井为界,采场分左右两段,由远而近地进行充填,一次充填到足够高度,使采场控顶高保持在 0.8 ~ 1.2 m,然后进行平场。将大块废石放至底部,碎块废石放到顶部,整个充填地段形成平整场地。

铺垫是关键工序。红花沟金矿采用旧胶带与草袋作为铺垫材料,胶带宽度有 0.6 m、0.8 m、1.2 m 三种,长度一般为 4 ~ 10 m。在采幅宽窄不等的情况下,先用草袋将边缘铺严,再用胶带沿着铲取方向顺茬搭接严整。

(5) 爆破与出矿。平场、铺垫后进行爆破,爆破后处理顶板,在保证安全的条件下,方可出矿。出矿采用 CT-500HE 型铲运机,分段自溜矿井由近而远地出矿。

(6) 采场通风。新鲜风流由下中段运输平巷经过顺路人行天井进入采场工作面,由矿块两侧回风天井进入上中段回风巷道。

9.7.1.4 主要技术经济指标及评价

(1) 主要技术经济指标见表 9-52。

表 9-52 主要技术经济指标

项 目	普通方法	机械化方法	项 目	普通方法	机械化方法
生产能力/ $t \cdot d^{-1}$	40	90	充采比/ $m^3 \cdot t^{-1}$	0.67	0.59
回采工效/ $t \cdot 工班^{-1}$	4.00	11.25	采准比/ $m \cdot kt^{-1}$	4.00	5.92
全队工效/ $t \cdot 工班^{-1}$	2.50	6.43	采矿损失率/%	0.7	0.3
充填工效/ $m^3 \cdot 工班^{-1}$	3.20	7.10	矿石贫化率/%	31	22

(2) 改变传统的回采工艺和采场结构。应用 CT-500HE 微型铲运机出矿和充填,实现长矿块连续回采,机械运搬、凿岩、出矿、充填多工序平行作业,减少了采切工程量,提高了矿块的生产能力。

(3) 为使铲运机由下中段顺利开入采场,采完后由上中段顺利开出采场,采用穿脉漏斗放矿底部结构后即满足了这一要求,不留矿柱、底柱和间柱,实现一次回采,提高了回采率。

(4) 在生产实践中对急倾斜薄矿脉上向分层干式充填采矿法的底部结构不断进行改革创新,找到了适应机械化开采,具有施工速度快,减轻劳动强度,节约原材料和资金,提高矿块的矿石回采率和出矿能力,降低贫化,改善采场地压条件的穿脉漏斗放矿底部结构形式。上向分层干式充填法各种底部结构的比较见表 9-53。

表 9-53 干式充填采矿法各种底部结构比较

结构形式	留矿石底柱在切割层浇筑混凝土隔层	钢筋混凝土人工假底底部结构	穿脉漏斗放矿底部结构
采准比/ $m \cdot t^{-1}$	9.85	7.46	3.69
矿块生产能力/ $t \cdot d^{-1}$	20 ~ 25	87	94

续表 9-53

结构形式		留矿石底柱在切割层浇筑混凝土隔层	钢筋混凝土人工假底底部结构	穿脉漏斗放矿底部结构
矿柱回采率/%	底柱	87.4	94	99
	顶柱	82	89.4	97.6
矿柱贫化率/%		30	20	10
矿柱损失率/%		15.3	8.3	1.7
采矿成本/元·t ⁻¹		4.64	9.66	6.43

(5) 由于实现机械化开采,快速出矿,及时充填,最大限度地缩短采场顶板暴露时间,从而有利于控制地压变化,这对实现安全生产有着重要的作用。

(6) CT-500HE 型铲运机体型小,运行平稳,转弯半径小,操作简单,机动灵活,爬坡能力和铲取能力大,铲斗装满系数往往在 1.0 以上。采矿效率和充填效率都得到显著的提高,该机完全适用急倾斜薄矿脉的开采,具有推广价值。

9.7.2 夹皮沟金矿机械化上向水平分层干式充填采矿法实例

国家黄金管理局于 1988 年将夹皮沟金矿机械化水平分层干式充填采矿法列为重点试验项目。采场出矿及充填料运搬均采用美国瓦格纳公司生产的 EHST-0.5 型电动微型铲运机,并相应地改变采场结构参数及回采工艺,以实现降低采矿损失率、贫化率,实现采场出矿和充填作业机械化,减轻劳动强度和提高工效之目的。

9.7.2.1 开采技术条件

夹皮沟金矿矿床类型为中温热液裂隙充填型,工业类型为含金多金属石英脉硫化矿床。矿体围岩在空间上呈明显的侵入接触,界线明显,有较强的围岩蚀变现象,矿床受大栗子—夹皮沟北西向弧形构造带及其低序次构造控制。试验矿块选在八家子分矿 360 m 中段 17 线半至 21 线间的 5 号脉及其上盘分支脉。

矿脉走向 NE46°,倾向 SE,平均倾角 70°,走向最大延长为 76 m,5 号脉的平均厚度为 0.93 m,上盘分支平均厚度为 0.74 m;最大厚度分别为 2.2 m 和 1.6 m;最小厚度为 0.1 m。两脉最大间距 8.0 m,最小间距 1.6 m,在走向上其端部两脉相距近,中间部位则远;在倾向上其下部相距较近,上部则相距较远。

矿体上盘岩石为石英正长斑岩,为成矿后的侵入岩体,性脆且节理十分发育,有时还出现绢云母绿泥石片理化带, $f=8\sim12$;下盘岩石系石英正常斑岩,主要以绢云母绿泥石片理化为主,片理强,常常呈大面积脱落;矿石稳固,无自然性,不结块, $f=12\sim14$ 。试验矿块的矿石平均地质品位 9.16 g/t,密度 2.76t/m³,松散系数为 1.5。

矿体南部有一较大规模的平移断层将矿体错断,故试验矿块系错断后的北端。矿块在走向方向上较规整,变化较小;在倾向上变化较大,膨缩明显,倾角变化也较大,矿体形态呈舒缓波状。

9.7.2.2 采场结构参数及采切工程

机械化水平分层干式充填法采场结构参数确定为阶段高度 40 m,矿块走向长 76 m,采场平均宽度 0.8 m,底柱高 5 m。

首先施工运输巷道,相距 20 m 上掘溜矿井至拉底水平,然后开掘拉底平巷,从拉底水平构筑混凝土假底。在矿块中央,从假底向上施工充填天井,见图 9-73。

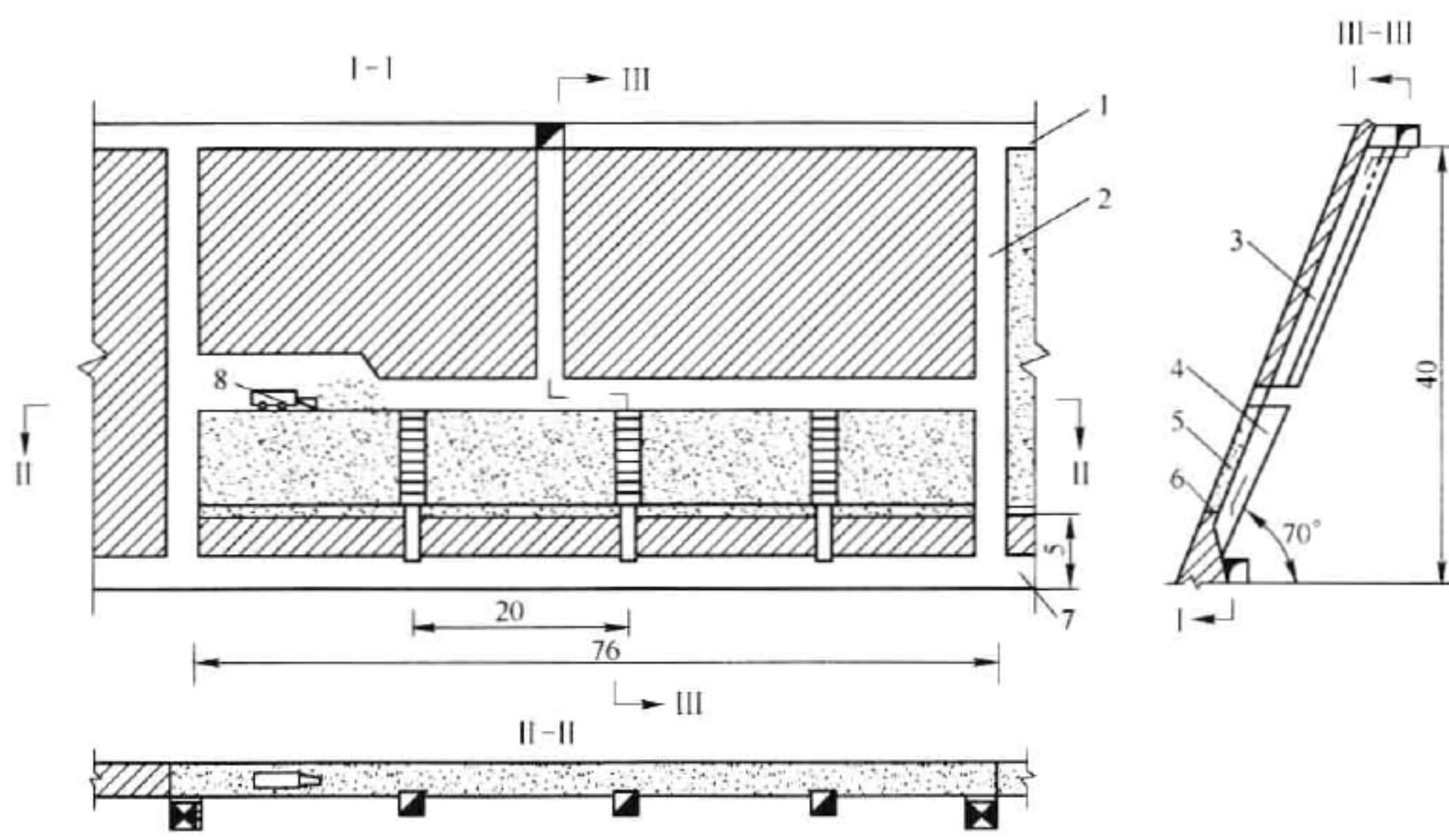


图 9-73 机械化水平分层干式充填采矿法简图

- 1—回风平巷(2.0 m×2.2 m);2—天井(1.5 m×1.8 m);3—充填井(1.5 m×2.5 m);
4—溜矿井(1.5 m×1.5 m);5—充填料;6—假底;
7—运输平巷(2.0 m×2.0 m);8—铲运机

为提高矿石回采率,保证底柱回采时的安全,在切割层形成后,需在该水平浇灌钢筋混凝土假底。施工时首先向上、下盘围岩钻凿锚杆眼,眼深 1.5 m,眼距 1 m,炮眼与水平面有 15°的下向夹角;砂浆锚杆用 $\phi 14$ mm 的螺纹钢,加工成 2 m 长的杆,安装后外露 0.5 m。然后铺设钢筋网,主筋 $\phi 14$ mm,副筋 $\phi 8$ mm(或 $\phi 6$ mm),主筋间距 200 mm,主、副筋之间绑扎连接,再将主筋与上、下盘锚杆焊接。最后用强度等级 42.5 硅酸盐水泥,制备成 C20 的混凝土,浇灌整体假底,浇灌厚度为 600 mm。

所配制的 C20 混凝土配比是:水泥:砂子:砾石:水 = 1:2.55:5.12:0.65。对砂子和砾石的质量要求是:砾石粒度为 20~50 mm;砂子应筛除杂草和树根等杂物,含泥量低于 3%。

9.7.2.3 回采工艺

5 号脉及其上盘分支脉下部间距较小,向上间距逐渐增大,考虑到这一情况,5 号脉与上盘分支间距小于 3.5 m 时,两脉合采,间距大于 3.5 m 时,两脉分采。

由于矿体破碎严重,为安全起见,采用 YT-24 型或 YSP-45 型凿岩机钻凿水平或前倾炮眼,每次落矿高度控制在 0.8~1.0 m。炮眼间距控制在 500~800 mm 之间,炮眼距上盘围岩为 300 mm,炮眼布置为“之”字形。采用导爆管分段起爆,少装药,以减少对顶板和上、下盘围岩的震动和破坏。

采场落矿前,要将胶带铺垫在每分层的干式充填料面上,在靠上下盘胶带难以铺严处还需用草袋子补救。并要求胶带重叠宽度为 150~200 mm。

采场出矿前要先处理安全隐患,以后 EHST-0.5 型微型铲运机方可在铺垫层上进行出

矿。在采场的两端各设一个 6.3 m×1.0 m×1.8 m(长×宽×高)的铲运机调车硐室。采场周边铲运机难以铲装部位的矿石采用人工耙装倒入溜矿井。300 mm 以上的大块必须在采场内破碎,否则不得进入溜矿井。出矿后铺垫上的粉矿必须清扫干净才能拆除垫板。

出矿后充填前,要及时在采场中央安装溜矿井及顺路人行井。溜矿井及顺路人行井均采用厚 5 mm 的薄钢板卷成圆筒状。

充填料来源于各中段掘进的废石。采用废石充填。要求充填分层表面的废石块度均匀,使充填表层达到平整,以利铺垫和铲运机运行,同时要求充填致密,尤其是靠近上盘处。根据现场标定,铲运机出矿、充填能力见表 9-54。

表 9-54 EHST-0.5 型铲运机生产能力标定

指 标	出矿生产能力/t·h ⁻¹	充填生产能力/t·h ⁻¹	工时利用率/%
最 高	17.33	16.59	93.33
最 低	5.36	5.22	11.25
平 均	9.75	10.99	56.40

采场通风是利用坑内通风系统的主风流通风。新鲜风流由人行井入风,清洗工作面后的污风,经充填井到上部中段回风巷排出。

9.7.2.4 评价及主要技术经济指标

(1) 在上、下盘围岩不稳固的急倾斜薄矿脉中,使用机械化水平分层干式充填法所取得的效果是明显的。采用钢筋混凝土假底既保证了回采高品位底柱矿石的安全,又多回收了黄金资源。两种方案底柱回收的经济效果对比见表 9-55。

表 9-55 两种方案回收底柱效果的对比

回收方案	费用 /万元	采出金属 量/kg	回收金属 量/kg	损失率 /%	贫化率 /%	底柱回采 成本/ 万元	回采收入 /万元	利润 /万元	说 明
有假底	3.74	19.8	18.3	10	14.5	28.3	80.7	48.66	试验采场 留矿采 矿法
无假底		13.2	12.2	40	30	17.6	53.8	36.2	

(2) 在干式充填法采场,使用 EHST-0.5 型微型铲运机进行出矿和充填作业,大大改善了采场作业条件,提高了采场机械化作业程度,同时使复杂条件下的薄矿脉开采在使用本方法时成为可能。

(3) 狠抓采场技术管理,严格控制矿石的损失与贫化。如果求铺好垫层,不允许将矿石作为采场的充填料,不允许放出充填料,每分层均需测量验收,督促粉矿清扫回收,严格充填表层取样化验等,因而提高了黄金资源的回收率。

(4) 主要技术经济指标为:矿块生产能力 50 t/d;工作面工效 4 t/工班;采矿损失率 5.9%;矿石贫化率 25%;采切比 24.5 m/kt。

主要材料消耗:炸药 0.55 kg/t;雷管 0.15 发/t;导火索 0.35 m/t;合金片 2 g/t;钢钎 0.05 kg/t;坑木 0.0032 m³/t。

9.8 上向分层尾砂充填采矿法

上向分层尾砂充填采矿法主要在中国山东省招掖地区蚀变岩型金矿床的开采中使用。这种工业类型的金矿床矿体形态比较稳定,矿体中往往夹有2.0~8.0 m厚度不等的无矿夹石层。矿体倾角一般较缓,一般在 45° 以下;矿体平均厚度一般为3~45 m不等。矿体走向长度较小,但倾向延深较大,两者比例一般为1:3~1:7,而且大多数矿体都有侧伏现象,侧伏角一般是 25° ~ 45° 。多数矿体由于受控矿后期构造的影响,矿石一般在稳固和中等稳固以下,特别是近矿体断层带的岩层稳固性更差,因而给采场回采带来较大困难。使用上向分层尾砂充填采矿法的矿山有河东金矿、河西金矿、界河金矿、蚕庄金矿、仓上金矿、尹格庄金矿、金城金矿、岭南金矿、三山岛金矿和湘西金矿。

上向分层尾砂充填采矿法包括以下三种回采方法:

(1) 垂直分条式回采。它可分两步骤间隔回采和沿走向拉开呈梯段式连续回采。这种回采方式主要适用于矿、岩均较稳固,埋藏稍浅,地表要求保护等级不高。矿石品位较高,矿体厚度不大的矿床,河东金矿、仓上金矿、湘西金矿等都采用这些回采方法。

(2) 点柱式回采。当地表保护的等级要求很高,矿体埋藏较浅,矿石品位较低以及采用两步回采方案经济效益不佳的矿床时,宜采用点柱式回采,如三山岛金矿、凤凰山铜矿、铜录山铜矿等都采用这种回采方法。

(3) 盘区式回采,将几个采场组成一个盘区,统一采准、回采、充填。采场间或盘区间留下永久矿柱,采用此回采方式的如岭南金矿等。

上向分层尾砂充填采矿法出现不同回采方案的基本出发点是根据矿岩的力学性质和构造特点,矿体赋存条件和相应的采场结构参数,采场的布置形式和顶板管理方式。首先要控制回采单元的回采面积,使顶板暴露面积控制在允许的范围内。

随着矿山规模的不断扩大和矿山生产能力的增加,要求矿山技术水平和机械化程度都要有所提高。当采用铲运机出矿时,采场布置及采准方式的选择首先要求铲运机能方便地出入采场。目前,胶东地区应用铲运机出矿的矿山,一般都采用下盘脉外斜坡道采准方式。在缓倾斜薄矿体的开采中,湘西金矿采用了垂直分条回采方案。在采用长锚索短锚杆进行采场联合控顶的情况下,垂直分条回采可分为两个主要方案,即连续分条尾砂充填采矿方案和间隔分条尾砂充填采矿方案。

三山岛金矿矿体赋存在断裂破碎的蚀变花岗岩中,采用点柱式机械化上向分层尾砂充填采矿法。采场沿走向布置,斜坡道、分段沿脉巷道和集中溜矿井均布置在矿体下盘,回风泄水井布置在采场间柱中,采场内布置有规则点柱。该矿在无轨自行设备的应用方面具有相当高的技术水平。

岭南金矿采用盘区机械化上向分层尾砂充填采矿法回采多层矿体时,由几个采场组成一个盘区。盘区沿走向布置,靠上盘主裂面较近的厚大矿体,每隔13~15 m留垂直走向的3 m宽条带状永久矿柱。沿下盘矿岩接触线布置设备斜天井,用卷扬机将铲运机整机提升和下放进出盘区。电动铲运机在无浇面的尾砂充填体上出矿。采场溜矿井下口接振动放矿机出矿,以新型结构的钢筒泄水井及立式砂仓充填系统进行尾砂水力充填。

不同回采方案的上向分层尾砂充填采矿法的结构参数见表9-56。

表 9-56 不同回采方案的矿块布置及结构参数

矿块布置及结构参数		矿 山 名 称				
		仓上金矿	河东金矿	湘西金矿	三山岛金矿	岭南金矿
采场布置		垂直矿体走向	垂直矿体走向	沿矿体走向	沿矿体走向	盘区沿矿体走向
回采方式		垂直分条间隔回采	垂直分条连续回采	垂直分条连续回采,垂直分条间隔回采	点柱式回采	盘区式回采
结 构 参 数	盘区(矿块)长度/m	矿体水平厚度小于 30	矿体水平厚度 32	20 ~ 110	100 (矿房 94,间柱 6)	53 ~ 60
	阶段高度/m	30	30	25 ~ 30	90	40
	矿块宽度/m	5 ~ 7	7.5	6 ~ 10	16	I、II 层矿 23.83, III 层矿 20.99
	间柱宽度/m	矿石不稳留 2	隔离墙 0.8 ~ 1		6	采场间留 3
	顶柱厚度/m				6	
	底柱高/m	矿石柱 5,人工假底 0.5	矿石柱 5,人工假底 0.5	矿石柱 5		矿石柱 5,人工假底 0.6
	分层高/m	2.2	2.0	斜长 1.5 ~ 1.8	3	1.5 ~ 1.8
	分段高/m		4 ~ 6		15	
	分段担负分层数/个		2 ~ 3		5	
	点柱尺寸/m × m				6 × 6	
	点柱间距/m × m				20 × 18	

可以看出,上向分层尾砂充填采矿法在变革回采方案、采准布置、寻求合理结构参数,采矿综合机械化水平等方面都取得了显著地进步。近年来,在回采工艺技术上所取得的成就和改进方向是:

(1) 采用控制爆破技术。以前多数矿山采用 7655 型凿岩机钻凿上向倾斜炮孔、耦合装药、分段起爆方法落矿。这种工艺增加了采场顶板的不稳固性,限制了采场机械运搬方法的使用(因采场内木支柱如林),严重影响采场生产能力的提高。为此,改上向倾斜炮孔落矿为水平炮孔落矿,同时采用控制爆破技术,长锚索、短锚杆等综合措施来提高采场顶板的稳固性。各矿山使用控制爆破技术注意了以下几点:

1) 炸药类型、装药密度和药包直径。光面眼,周边眼应采用低威力炸药和减小装药密度。在无低威力炸药时,岩金矿山多用 2 号岩石炸药,间隔装药,采用小药卷,实行不耦合爆破。

2) 周边眼、光面眼和落矿眼的爆破参数要与矿岩石(体)的性质和不同炮孔所起的作用相适应。实行控制爆破一般要求密集系数 $m \leq 1$,光面眼 $m = 0.6 \sim 0.8$ (光面爆破),周边眼 $m = 0.5 \sim 0.7$ (预裂爆破),落矿眼 $m \geq 1$,一般 $m = 2 \sim 3$ 。凿岩要保证精度,即要保证炮眼的平行度、间距和角度。

严格控制爆破顺序,光面眼必须在其他炮眼爆破后,才能同段起爆。

(2) 采用联合控顶技术,提高采场顶板稳定性。采场锚杆支护从 20 世纪 80 年代初开始在岩金矿山广泛应用,当时多为涨壳式锚杆。这种锚杆在结构致密的岩体中使用,能取得

明显的锚固效果,然而用在节理裂隙十分发育的岩体内,其锚固效果并不十分显著。湘西金矿从1981年开始,在采场中成功地试验了长锚索与短锚杆预控顶,采后尾砂充填的联合控顶技术。实践证明,采用这项控顶技术,成功地实现了采场连续回采,该矿用MZ-1型注浆机,长锚索安装采用前进式注浆,对砂浆锚杆安装采用后退式注浆等工艺技术。双快水泥卷锚杆、砂浆锚杆,金属管缝式、楔管式等全长锚固式锚杆,已在岩金矿山推广使用。

(3) 加快采场隔离墙的建造速度,发展隔墙的构筑技术。构筑隔墙主要是为防止先行采场的尾砂充填体,不致在后续采场回采过程中产生坍塌,确保后续采场回采安全,先行矿房正常充填和生产。过去建造隔离墙多用浆砌块石、混凝土砖、浇灌混凝土。隔墙参数的选取应主要考虑矿体厚度、阶段高度、尾砂充填材料性质、隔墙材料性质和施工技术水平等。河东金矿现用尾砂胶结隔离墙,浇筑这种隔墙的工艺是:采场出矿结束并清扫粉矿后,用分级尾砂充填已采分层,在采场两侧或一侧按隔墙宽度挖槽,留出隔墙所需空间,用1:10灰砂比的料浆向槽内灌注,直至分层高,便形成了尾砂胶结隔墙。金岭金矿、岭南金矿、金城金矿采用在编织袋或麻袋中装入尾砂,捆好袋口、连续垛起宽约0.8 m的隔墙。仓上金矿、尹格庄金矿采用钢筋网挂苇箔(或聚乙烯布、麻袋布、草帘等)柔性隔墙取代钢筋混凝土隔墙,也收取了很好的效果。

(4) 泄水设施及溜矿井布置。上向分层尾砂充填采矿法的泄水设施有:

1) 金属圆筒泄水井。用厚3~5 mm的钢板卷成直径为1.0 m的圆筒形,每节圆筒上均匀布置直径100 mm的泄水孔12个,在每个泄水孔上焊两根钢筋,将孔又分成3部分,在金属圆筒外包两层麻袋布作为滤水材料。

2) 滤水密闭墙。用钢绳网喷浆法或用浆砌块石(或水泥砖)构筑带泄水孔的滤水密闭墙。并先在采场内铺设好滤水筒和溢流管。

3) 滤水筒。为木质方形筒,筒壁钻有均匀分布、间距较小的泄水孔,外用麻袋布包扎,作为滤水材料。

4) 溢流管。在矿房中预埋一根铁管,充填时,将一根塑料管插入铁管送至采场积水处,利用虹吸原理将充填体水排至采场外。

5) 利用钢溜井兼做泄水井,这是一种简便、易行的方法。

当用铲运机出矿时,溜矿井多布置在下盘脉外,有时也在脉内顺路架设;当采用电耙出矿时,溜矿井一般设在脉内。架设顺路溜矿井多用金属圆筒。用卷板机将厚3~5 mm的钢板卷制而成,运至采场后,用焊接或用螺栓将上、下两节组装在一起。

(5) 提高充填料浆浓度,改善充填质量。已采空区充填体的强度和整体稳固性与充填质量有着相当密切的关系。充填质量的好坏主要表现在:水泥离析程度、颗粒分布均匀程度、脱出水的含泥量和充填体强度等。低浓度充填时,水泥容易离析和流失,在脱出的水中含有大量的细泥;低浓度充填时,充填体强度和整体稳固性均被削弱。因此,提高充填料浆浓度,采用高浓度、膏体充填工艺,改善井下充填体质量,寻求新的充填工艺技术,继续研究改善细粒级尾砂的脱水性能,以及进一步改进充填站对充填各工作参数的微机自动检测与控制等是今后应该继续深入研究的课题。

(6) 尽快使国产凿岩台车和铲运机的质量过关,登上一个新台阶,引进和研制服务台车,使辅助作业及早实现机械化。研究加固破碎顶板新的工艺技术,以确保上向回采采场顶板的安全。完善高分层中深孔落矿工艺,推广分段和阶段落矿的工艺,以进一步提高上向尾

砂充填的采矿强度和生产效率。

9.8.1 岭南金矿盘区机械化充填采矿法实例

山东省招远岭南金矿原用废石充填、人工出矿的上向分层废石充填采矿法。该方法突出地存在着矿块生产能力小、工效低、劳动强度大等问题,为此,该矿提出了多层矿体组合回采盘区机械化充填采矿法方案。

盘区机械化充填采矿法采取了按多层矿体组合开采设计采准系统,采用电动铲运机出矿,振动放矿和尾砂水力充填等综合配套系统工艺,取得了令人满意的效果。

9.8.1.1 地质概况及开采技术条件

岭南金矿属破碎带蚀变岩型、混合岩化热液金矿床。开采范围内的矿体均赋存在 F_{171} 主断裂下盘的蚀变带内,受 F_{171} 断裂、次级断裂及节理裂隙的控制。沿走向和倾向呈舒缓波状、压扭性特征。断裂带内有连续而稳定的主裂面,主裂面上盘有一条明显的糜棱岩-断层角砾岩带,有 5~80 cm 厚的灰色断层泥;在主裂面下盘矿化蚀变带内,NE、NNE 的短而杂乱节理裂隙比较发育,并往往充填有石英细脉。该矿段内矿体共分三层,各层矿体之间的距离变化较大,水平距离一般为 2~20 m,第一层矿体靠近主断裂面,水平距离一般为 1~10 m。第一、二层矿,矿石节理发育,倾角 $40^{\circ} \sim 60^{\circ}$,矿体平均水平厚度 23.83 m,矿石平均品位 5.28 g/t,第三层矿,矿体倾角 $50^{\circ} \sim 80^{\circ}$,矿体平均水平厚度 20.99 m。矿体形态复杂多变,有膨胀、缩小及分支复合、尖灭再现等现象存在。

矿体及上下盘岩石均由构造岩与蚀变岩组成,主裂面两侧 1~5 m 范围内岩石破碎,近主裂面有断层泥。矿体为黄铁绢英岩、碎裂状花岗闪长岩;矿体直接上盘岩石为绢英岩化碎裂岩,间接上盘岩石为主裂面上盘的蚀变岩,裂隙多,对开采不利;矿体下盘多为蚀变岩,碎裂状花岗闪长岩,岩石比较坚固稳定。矿岩界线不清。

矿石的平均品位为 4.7 g/t,密度 2.75 t/m^3 ,硬度系数 $f=8 \sim 10$,松散系数 1.6,围岩密度 2.6 t/m^3 ,硬度系数 $f=11 \sim 12$,松散系数 1.6。

9.8.1.2 采矿方法选择

岭南金矿根据矿床地质及开采技术条件,采用上向水平分层充填采矿法是合适的。然而相距较近的多层矿体,采用分别开采的方法,存在着:

- (1) 由于各层矿体相互间距离变化大,增加了开采的困难和矿石的损失、贫化;
- (2) 由于矿体变化大,原用采矿方法对赋存状况和形态多变的矿体适应性差;
- (3) 同时回采的采场数目多,使管理复杂;

(4) 采准工作量大,增加了矿石成本。针对原有采矿方法所存在的问题和矿床的特点,岭南金矿选择采用了多层矿体组合回采盘区机械化充填采矿法。

机械化充填采矿法的实质是多层矿体的几个采场组成一个盘区,统一采准,统一回采,统一充填,组成一个落矿、出矿、充填作业的有机整体。其主要特色是:

- (1) 盘区内采矿、出矿、充填主要作业平行交叉进行,能充分发挥设备能力和效率;

(2) 横穿各层矿体的联络道,可控制矿体的变化;溜矿井、充填井在盘区中统一布置,能很好适应矿体的变化;

- (3) 多层矿体组合开采,避免了分别开采时的相互干扰;

(4) 采用设备斜天井采准、铲运机出矿、振动放矿机出矿、尾砂水力充填等综合配套工程与工艺等。

9.8.1.3 构成要素及采切工程布置

盘区沿走向布置,盘区长度53~60 m,包括1~5号5个采场,中段高30 m,靠上盘的第一层矿体区段,厚度大(最厚处达30 m),且距主裂面较近,稳固性相对较差,每间隔13~15 m留垂直走向布置的3 m宽的条带状永久矿柱,形成1号、2号、3号和4号采场,见图9-74。不留顶柱。底柱厚为5 m。5号采场沿走向布置,中间夹石留作永久矿柱。

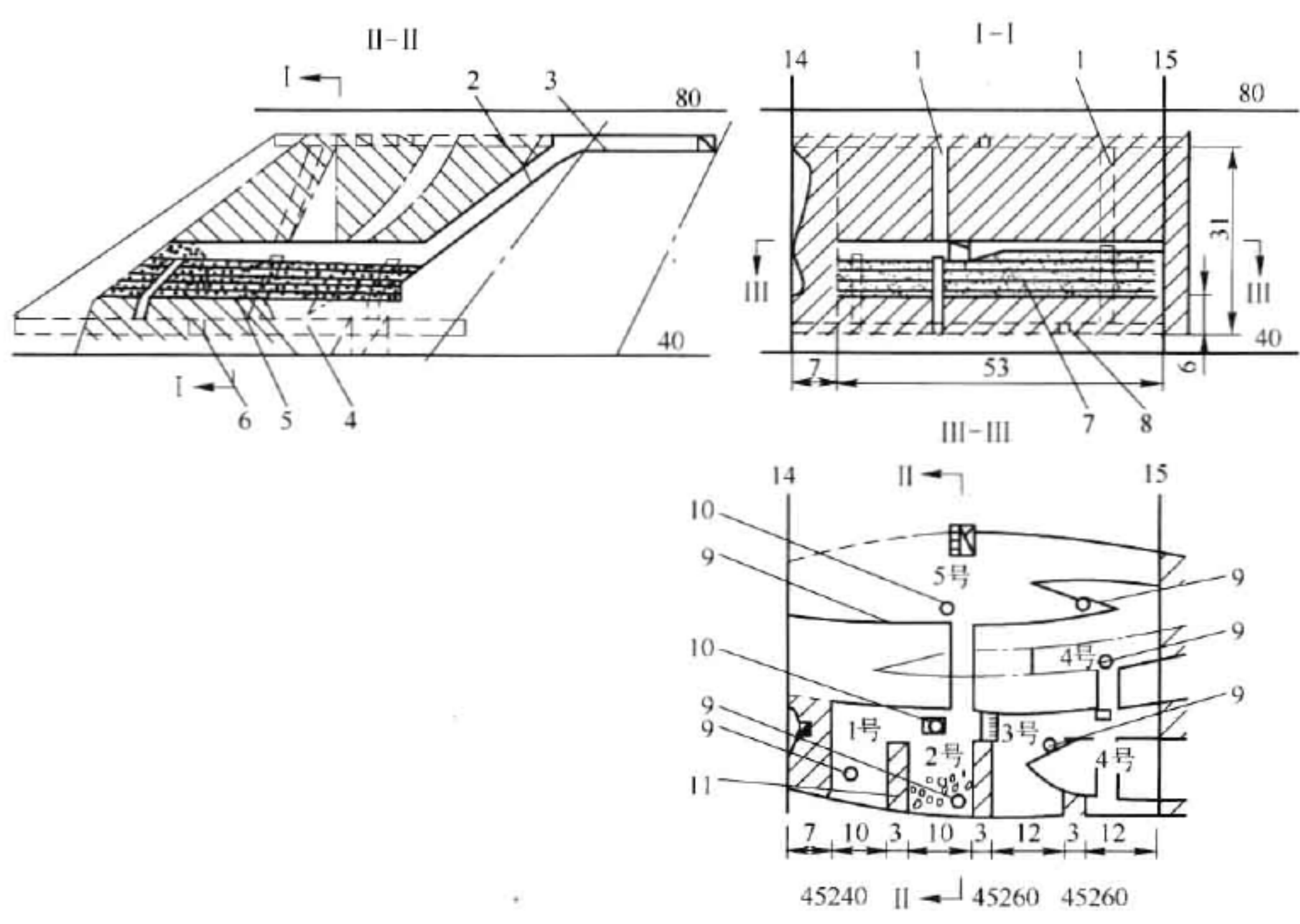


图 9-74 多层矿体组合回采盘区机械化充填采矿法

1—充填天井;2—设备斜井;3—联络道;4—装矿穿脉;5—钢筋混凝土假底;6—中段运输平巷;
7—分层浇面;8—人行穿脉;9—人行泄水井;10—溜矿井;11—采场条柱

采用无斜坡道的采准系统,铲运机由设备斜天井进出盘区。在上中段水平安装 JJM-5 型慢速卷扬机,供铲运机整机提升和下放用。设备斜天井在下盘岩石中开掘,其位置靠近盘区中央,倾角 40°。自拉底水平上掘,断面 3.2 m×2.6 m(宽×高),在近上中段水平时,设置了缓坡段,以免天井与 70 m 中段巷道相交处的脊部接触铲运机底盘。斜天井还兼做人行、管缆天井用,两个溜矿井紧靠盘区中央布置,主要是考虑盘区四角的矿石运距相差不大和铲运机电缆足够长,溜矿井下部在底柱中,拉底水平以上部分则用钢板圆筒顺路焊接而成,倾角分别为 60°和 70°;在盘区中布置了两个充填天井,其中一个靠近盘区中央;在下部中段,位于盘区中央,利用原探矿穿脉扩大至 2.2 m×2.2 m 断面,作为装矿横巷,并与上、下盘沿脉运输巷道形成环形运输;1 号、2 号、3 号和 4 号采场,各设置一个人行泄水井,5 号采场设置两个人行泄水井,拉底水平以上用钢板圆筒顺路焊接架设。人行泄水井均与人行联络道相联;在下部中段利用探矿巷道作为人行穿脉与泄水井相联。

此外,在上部中段还有设备天井联络道、卷扬机硐室和维修硐室,在采场下部拉底水平布置拉底巷道等。

9.8.1.4 回采顺序及回采工艺

由于盘区内各条矿体的厚度在不同的标高相差悬殊,即面积相差太大,为便于落矿。出矿、充填的均衡,将厚大矿体分成两部分,按照落矿面积近似相等的原则,各自与其他矿体的采场进行回采作业循环。

3号、4号采场无溜矿井,而与其相通的1号、2号采场有溜矿井。为避免铲运机出矿时重车上坡,3号、4号采场的回采略超前,即3号、4号采场的充填面或高于1号、2号采场充填面一分层或与其相平,5号采场的回采略滞后于1号、2号采场回采,当1号、2号采场将充填时,5号采场的充填面此时与1号、2号采场充填面相平,便于将2号与5号采场间联络道挑顶的废石,运至1号、2号采场作充填料,同时也有利于整个盘区回采的安全。

在回采之前,向采场边界扩帮、挑顶,进行拉底;在拉底水平铺设主筋($\phi 16$ mm)网度为 $0.5\text{ m} \times 0.5\text{ m}$,副筋($\phi 8$ mm)网度为 $0.25\text{ m} \times 0.25\text{ m}$ 的钢筋网,浇筑厚度为 0.6 m 的钢筋混凝土假底。

落矿时,采用水平浅眼爆破。1号、2号、3号和4号采场,在靠下盘处拉槽开辟工作面,由下盘向上盘推进,沿走向布置的5号采场,在溜矿井附近拉槽开辟工作面,向采场两翼推进。回采分层高为 $1.5 \sim 1.8\text{ m}$ 。采用7655型凿岩机、一字形钎头,直径 38 mm ,眼深 2.2 m 。炮孔间距 0.9 m ,最小抵抗线 0.85 m 。用2号岩石炸药,药卷直径 32 mm ,非电导爆管起爆。

矿石运搬采用美国瓦格纳公司生产的EHST-1A型电动铲运机装运矿石。试验中,铲运机平均生产能力为 160.4 t/d ,最高达 235 t/d 。铲运机装载矿石后,向盘区内两个直径为 1.425 m 的溜矿井卸矿,其平均运距为 22 m 左右。

当盘区内各采场之间的充填面不在同一水平时,用铲运机将采场间联络道原阶梯形的尾砂面构筑成斜坡,以便铲运机进出各采场运搬矿石。矿石的合格块度为 350 mm 。

在溜矿井下口安装了F2C-2.3/0.9-3型振动出矿机,用该机每装一车(0.7 m^3 固定式矿车)仅用 $6 \sim 8\text{ s}$ (不包括移动、对位)效率很高。

充填材料采用经立式砂仓仓顶水力旋流器脱泥后分级尾砂,其渗透系数为 13.66 cm/h 。

为了实现多点投料,使采场充填面平整,从而为铲运机创造一个良好的工作条件,减少矿石的二次贫化与损失,试验中曾试用了分层浇面(1:6尾砂水泥浆)以及工人直接在尾砂充填面上移动橡胶软管,并设计了新型结构的泄水井,取得了十分理想的充填效果。泄水井钢筒直径为 1 m ,壁厚 $3.5 \sim 4.0\text{ mm}$,每节高 $1.0 \sim 1.27\text{ m}$ 。钢筒上每节割制6排 $\phi 100\text{ mm}$ 的圆孔,每排两个,相邻排之孔口错开。泄水孔用两根圆钢分割成3部分,每部分孔洞更小。泄水井外围包两层麻袋布,作为滤水材料。

盘区内充填的采场与暂不充填的采场之间的通道,要在充填时建造隔墙。隔墙是用装有尾砂的编织袋或分采的废石堆筑而成,并在充填采场的一侧覆盖编织袋,以防充填尾砂流入暂不充填的采场。

9.8.1.5 主要技术经济指标及评价

(1) 多层矿体组合回采,设备斜天井采准,新型钢筒泄水井,尾砂充填多点投料,电动铲运机出矿,振动放矿机放矿等综合配套技术的应用是成功的。盘区机械化充填采矿法适合于多层矿体开采技术条件,是一种高效、经济而又比较安全的采矿方法。

(2) 矿石围岩稳固,但距主裂面较近时,其上盘围岩不够稳固,矿体倾角较缓($38^{\circ} \sim 42^{\circ}$),多层平行矿体,矿体中厚以上,适宜于采用盘区机械化充填采矿法。

(3) 为了进一步提高盘区生产能力,应进一步优化爆破参数,降低大块率,提高铲运机的出矿能力。同时还应加强采场地质工作,采取综合技术和管理措施,进一步降低采矿损失与贫化。

(4) 多层矿体组合回采盘区机械化充填采矿法的主要技术经济指标见表 9-57。

表 9-57 主要技术经济指标

项 目	试 验 指 标	备 注
矿块生产能力/ $t \cdot d^{-1}$	160.4	
回采工效/ $t \cdot 工班^{-1}$	12.06	
采充综合工效/ $t \cdot 工班^{-1}$	11.02	
凿岩台效/ $t \cdot 工班^{-1}$	50.95	两班作业
铲运机生产能力/ $t \cdot d^{-1}$	170	两班作业
采矿损失率/%	9.3	
矿石贫化率/%	10.4	
采准比/ $m \cdot kt^{-1}$	5.42	
主要材料消耗		
炸药/ $kg \cdot t^{-1}$	0.252	
雷管/个 $\cdot t^{-1}$	0.045	
导爆管/个 $\cdot t^{-1}$	0.37	
导火线/ $m \cdot t^{-1}$	0.09	
钢钎/ $kg \cdot t^{-1}$	0.02	
钎头/个 $\cdot t^{-1}$	0.015	
钢材/ $kg \cdot t^{-1}$	0.382	
轮胎/个 $\cdot t^{-1}$	0.00025	

9.8.2 金岭金矿尾砂充填采矿法实例

金岭金矿矿床属于破碎带蚀变岩及石英脉混合型矿床。矿体位于破碎带内。矿床成因类型属中低温热液交代充填型金矿床。矿体倾角为 $75^{\circ} \sim 85^{\circ}$,平均厚度为 3 m,最大厚度为 7.5 m。矿体节理裂隙比较发育,工程揭露后,局部有滴水现象,稳固性属中稳偏下,上盘围岩硬度系数较大, $f = 10 \sim 12$,稳固性也较好;下盘围岩节理比较发育,岩石硬度系数 $f = 8 \sim 10$,稳固性属中稳偏低。

采场沿走向布置,长 30 m,中段高度 40 m,采场宽即矿体厚度。不留顶柱、底柱,原采用废石砌墙人工间柱,现改为袋装尾矿人工间柱,采场尺寸没有改变。采场结构见图 9-75。两采场之间人工矿壁的中心线与水平成 $80^{\circ} \sim 85^{\circ}$ 。向先采的矿块一侧倾伏。

采场采准、切割工程施工完毕和每分层落矿、出矿、清底结束后,便可进行垛袋装尾矿及其他充填准备工作。

将麻袋运入采场,从边墙附近将分层充填的尾砂装入麻袋中,装入量以能封住袋口为标

准。简单封口后,麻袋长边平行于矿体走向,麻袋口朝向采场内,麻袋底部靠两采场之间的矿壁线(每分层矿壁线按采后的实际情况定),装满尾砂的麻袋从矿体上盘向下盘顺序水平布置。麻袋与麻袋之间要靠紧,不留缝隙。并随着摆放随即用脚踩实,这样连续垛起宽为麻袋长(约0.8 m)、长为矿体厚度(一般长约3 m左右),高为本分层应充填之高度(平均为1.5 m左右)的袋装尾矿隔离墙。

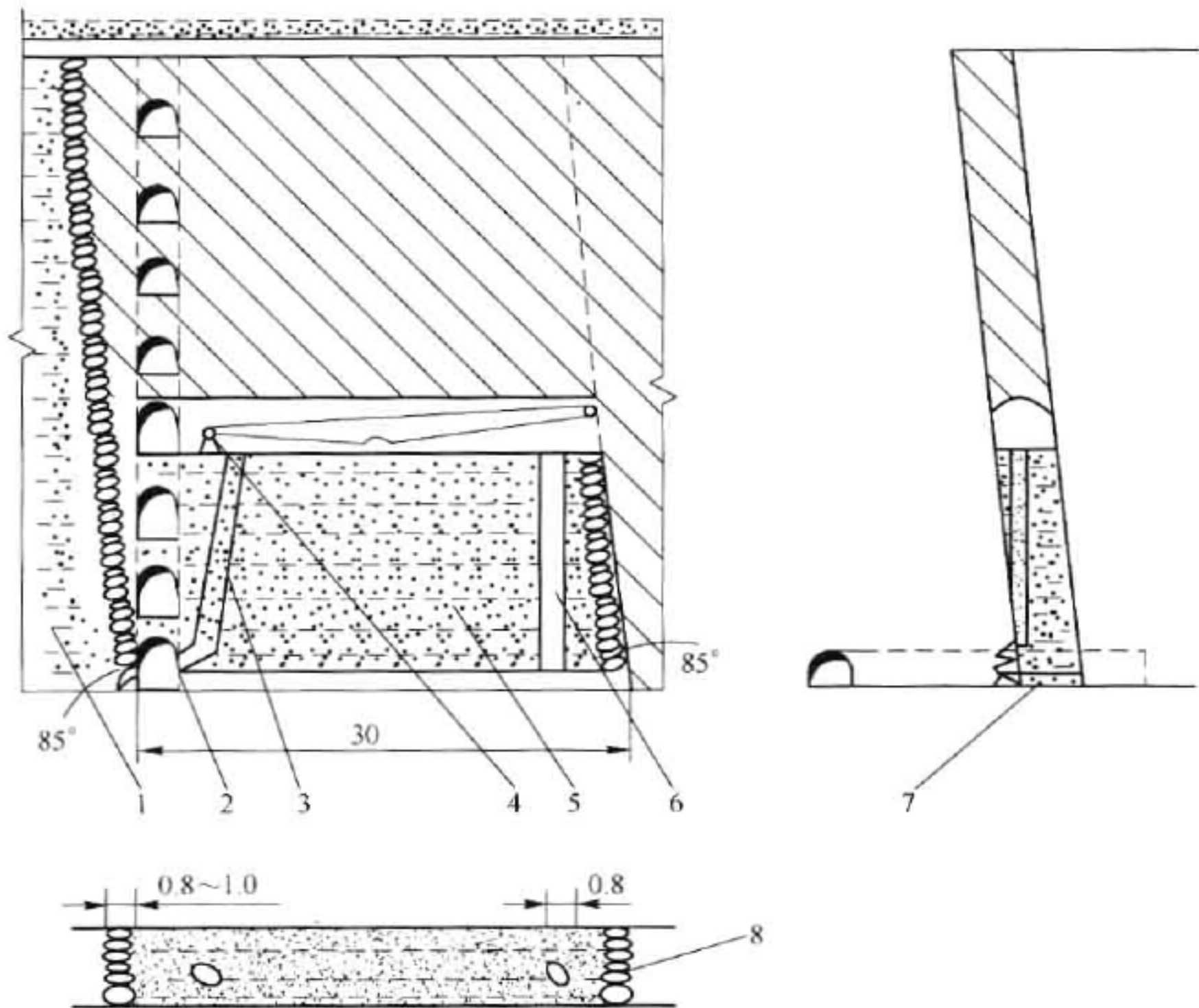


图 9-75 麻袋人工间柱上向分层尾砂充填采矿法

1—已回采矿块;2—脉外人行通风天井;3—溜矿井(φ800);4—15 kW 电耙;
5—尾砂充填体;6—人行泄水井(φ800);7—混凝土假底;8—麻袋人工间柱

平均每分层需要 15 条麻袋,两个工人仅用 3h 就能完成这一道工序,占用不足 1 个工班。本工序和其他充填准备工作结束后,便可进行充填工作。

根据采场揭露和矿山使用情况看,使用麻袋人工间柱是安全可靠的。它与原先采用的废石砌墙人工间柱相比较,具有以下几方面的优点:

- (1) 工人劳动强度低,不需人工搬运和垛垒大量废石。
- (2) 效率高。每分层仅需 1 个工班就可完成,而浆砌废石隔离墙,每分层需要 5 个工班。
- (3) 费用低。浆砌废石隔离墙比袋装尾矿隔离墙成本高一倍。

它的缺点是用麻袋垛墙仅局限用于间柱,而在联络巷口时,还需用废石混凝土砌筑。因为联络巷口处于贯通风流处,加之井下潮湿,麻袋易腐烂而失去作用。

9.8.3 河东金矿上向水平分层尾砂充填采矿法实例

河东金矿在应用上向水平分层尾砂充填采矿法时采用了控制爆破技术,收到了较好的

应用效果。

山东河东金矿矿体赋存于望儿山断裂带中,属破碎带蚀变岩型金矿床。矿体走向长 300 多米,水平厚度 20 ~ 50 m 不等,走向北东向,倾向北西,倾角 38° ~ 42°。该破碎蚀变带上下盘围岩分别为黑云母花岗岩和花岗闪长岩,蚀变强度由主裂面向上下盘逐渐减弱,矿体上盘靠近主裂面附近,岩石稳固性较差,下盘岩石稳固性较好。矿岩硬度系数 $f=8 \sim 10$,但地质构造复杂、节理裂隙发育、矿岩比较破碎,极易片帮冒落。

对于此种条件下的矿岩,应用普通爆破方法,往往使得矿岩稳定性降低,增加事故隐患,给支护工作和回采带来困难。采用控制爆破技术,可以减少爆破超挖,缩小爆破松动圈范围,保持顶板的相对稳定,有利于采场安全作业。

河东金矿现主要采用垂直矿体走向布置的上向水平分层尾砂充填采矿法。采场宽 7 ~ 8 m,长度为矿体水平厚度 20 ~ 50 m,中段高度 30 m,为减少顶、底柱损失,预留 5 m 高的矿石底柱,并在底柱上(切割层)浇注 50 cm 厚的钢筋混凝土假底。为解决间柱损失,在采场两侧浇注 C10 的混凝土隔墙。采准切割工程包括分层联络道、溜矿井、人行泄水井及拉底巷道,见图 9-76。

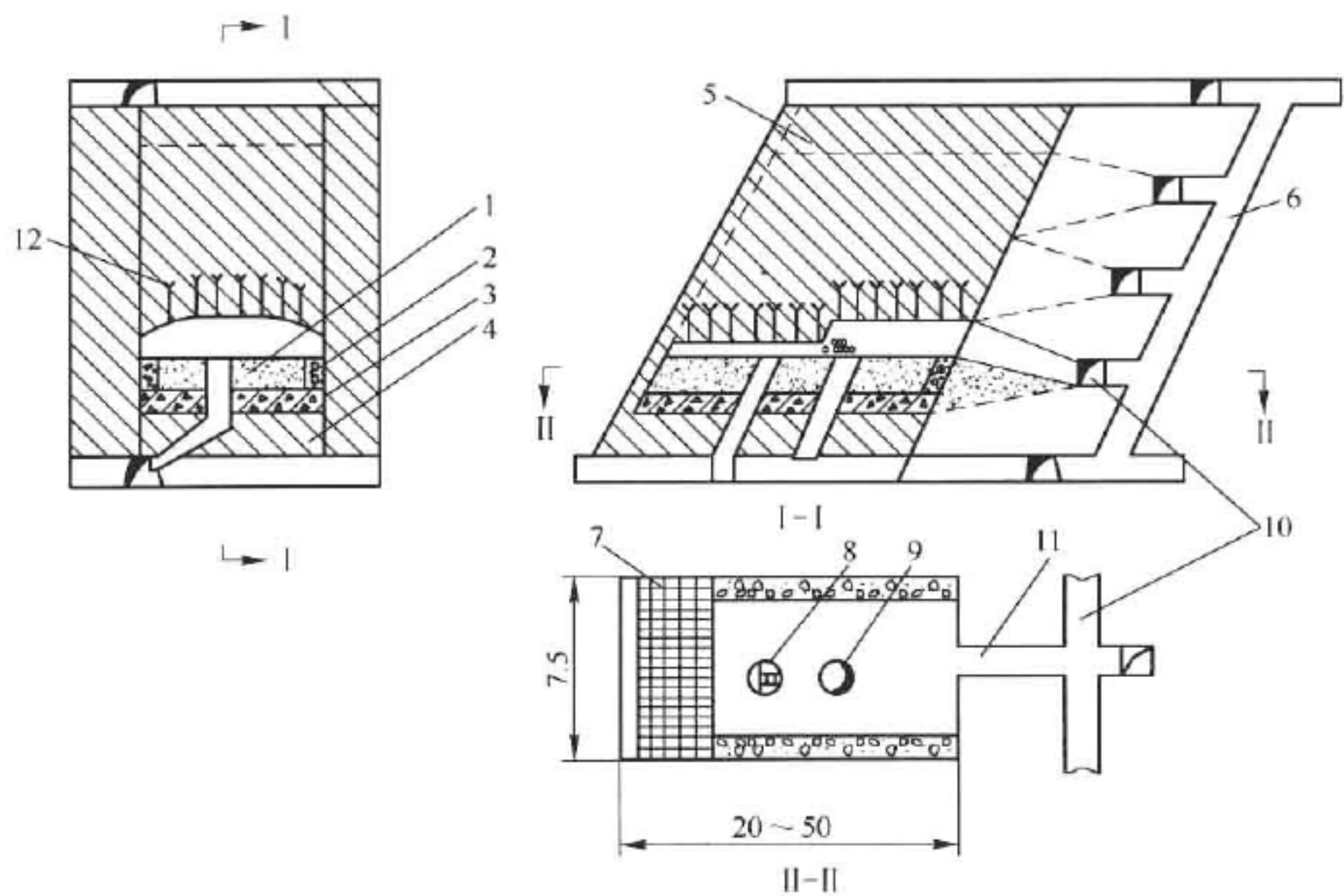


图 9-76 上向水平分层尾砂充填采矿法

1—充填尾砂;2—隔墙;3—假底;4—底柱;5—顶柱;6—溜矿井;7—钢筋网;
8—人行泄水井;9—顺路溜矿井;10—分段平巷;11—分层联络道;12—锚杆

上向水平分层尾砂充填法尚有一些技术问题有待解决,其中最突出的是顶板管理问题:分层回采落矿后,顶板很不稳定,时有浮石伤人事故发生;另外坑木消耗量大,落矿和出矿效率低,大块较多,增加了二次破碎炸药消耗量,恶化了作业环境,使贫化损失加大,且高效采装设备难以在采场中发挥作用。针对这些问题,河东金矿提出了在采场中试验应用控制爆破等综合技术,以加强采场顶板管理。

这里所说的控制爆破技术主要系指通常所应用的光面爆破和预裂爆破。其突出的优点是能够实现理想的爆破轮廓,爆破后对周边矿岩的破坏程度不大。

在进行采场控制爆破设计时,一般情况要求炮孔密集系数 $m \leq 1$, 光面爆破时, $m = 0.6 \sim 0.8$; 预裂爆破时, $m = 0.5 \sim 0.7$; 回采落矿时, 则要求 $m > 1$, $m = 2.0 \sim 3.0$ 。

河东金矿试验研究工作首先在具有代表性的 508 号采场进行。该采场垂直矿体走向布置。宽 7.5 m, 矿体水平厚度 50 m, 试验在切割层进行。所采用的控制爆破方式主要为光面爆破配合大孔距、小抵抗线的微差爆破。用 7655 型凿岩机钻凿水平炮孔落矿, 落矿分层高度为 1.8 ~ 2.0 m, 炮孔直径 38 mm, 孔深 1.8 m。炮孔在分层厚度上按 3 层布置, 第一层(排)为落矿孔, 第三层(排)为光面孔(周边孔)。

光面孔间距 $a = 600 \sim 700$ mm, 最小抵抗线 $W = 600 \sim 700$ mm, 炮孔密集系数 $m = 1.0$, 钻凿要求达到“平、直、齐”。落矿孔上下两层(排)要交错布置, 形成大孔距, 小抵抗线。炮孔间距 $a = 1.2 \sim 1.5$ m, 最小抵抗线(排距) $W = 0.6 \sim 0.7$, 炮孔密集系数 $m = 2.0 \sim 2.5$, 如图 9-77 所示。

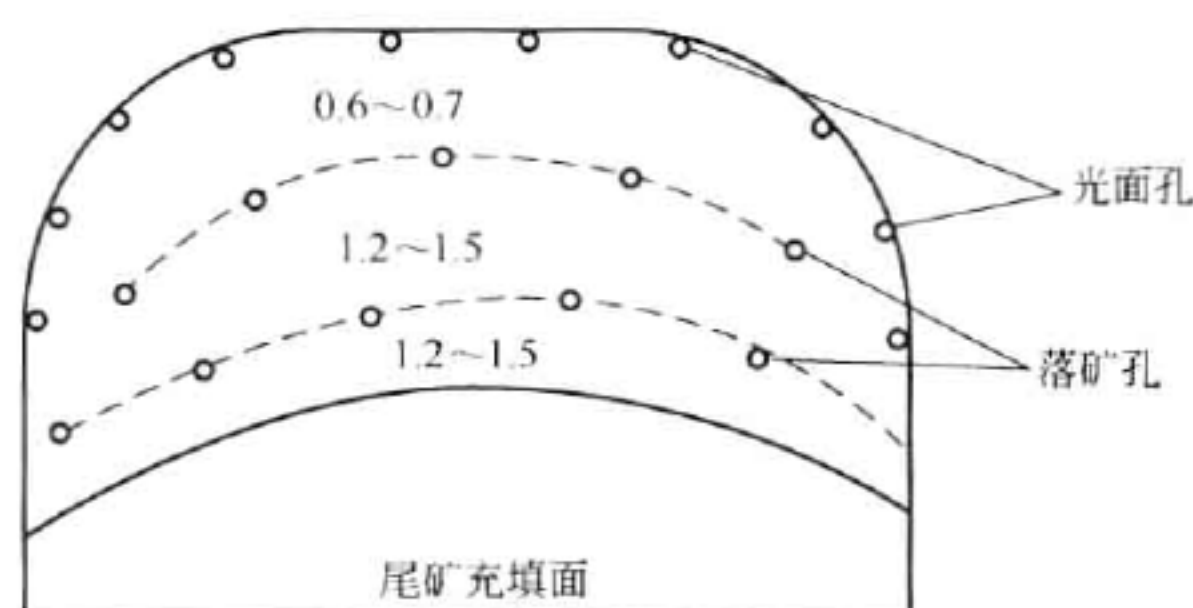


图 9-77 控制爆破炮眼布置图

适当的装药量和装药结构是保证控制爆破质量的关键。一般来说,装药量必须超过防止拒爆和保证完全起爆所要求的最低限度,控制爆破要求用不耦合装药结构。还应指出的是,不同的炸药都有自己的临界起爆直径,低于其临界起爆直径将会产生拒爆,且直径减小后的装药密度也不易保证。

河东金矿也曾用直径为 22 mm 的药卷,周边空气不耦合间隔装药,线装药密度 0.2 kg/m,取得较好效果。但由于受药卷加工的限制,而未能推广开来。对于整体性相对好的采场顶板,光面孔装药仍采用 $\phi 32$ mm 标准药卷两个,轴向间隔装药。实践证明,矿岩节理裂隙越发育,装药量应当宜少不宜多。落矿孔装药采用 1 个起爆药包加 3 个药卷,线装药密度为 0.3 kg/m。采用这些装药结构和装药量均取得了良好的爆破效果。

如果采用小直径药卷,为确保其全部实现起爆,可采用 $\phi 32$ mm 药卷起爆药包,并在孔口填塞炮泥,因为改善约束条件将有利于炸药的传爆。河东金矿采用 $\phi 32$ mm 的药卷,顶板光面孔一般不填塞,但是否填塞,应视矿岩稳固程度及硬度而定。如果特别硬的矿岩,则填塞 20 cm;落矿孔均填塞 20 ~ 30 cm。光面控制爆破采用半秒差 HS 导爆管雷管起爆。每排孔均选用同一段导爆管雷管,实行同段齐发爆破。起爆顺序为第一排落矿孔,第二排落矿孔,最后第三排光面孔。

光面控制凿岩爆破参数见表 9-58。

光面控制爆破落矿后,采场顶板半面孔完好率达到 50% ~ 70%,顶板两茬炮相接处台阶高度小于 30 cm,形成自然平衡拱形,提高了采场顶板的安全程度,改变了采场内支护木材成“林”的局面,为使高效率的 EHST-0.5 型铲运机及 CT-500HE 型微型铲运机进入采

场,创造了良好的条件。由于降低了采矿损失率,提高了采场生产能力,年可多回采矿石 7800 多吨,直接经济效益 56 万元,降低支护等材料费,年可节约资金 11.8 万元,采用光面控制爆破技术后所获得的主要技术经济指标见表 9-59。

表 9-58 试验凿岩爆破参数表

炮孔种类	抵抗线(排距) /m	炮孔距 /m	炮孔密集 系数	孔网面积 /m ² ·个 ⁻¹	起爆方法	炮泥填塞 长度/m	线装药密度 /kg·m ⁻¹
光面孔	0.6~0.7	0.6~0.7	1.0	0.4~0.6	非电导爆		0.17
落矿孔	0.6	1.2~1.5	2.0~2.5	0.6~1.0	非电导爆	0.2~0.3	0.33

表 9-59 主要技术经济指标对比表

项 目	普通 爆 破	控 制 爆 破	对 比 结 果	备 注
顶板维护时间/h	2.5~3	0.5~1	减少 73%	矿山 1987 年实际指标。 其中,顶板维护时间指每 小循环;大块是指任一方 向径向长度超过 600 mm
采场生产能力/t·d ⁻¹	28	38	提高 35.7%	
大块率/%	16	9	减少 50.0%	
采矿损失率/%	11.2	3.9	减少 65.2%	
坑木消耗/m ³ ·万吨 ⁻¹	11.30	2.94	减少 74.0%	
炸药消耗/kg·t ⁻¹	0.19	0.122	减少 35.8%	
导爆管消耗/个·t ⁻¹	0.29	0.32	提高 10.3%	
采矿成本/元·t ⁻¹	5.40	4.02	减少 25.6%	

9.8.4 湘西金矿尾砂充填采矿法实例

湘西金矿沃溪矿区在开采脉厚 1.0~1.5 m 以上的矿脉时,为了解决这类富矿体开采的采矿方法问题,研究有效的顶板控制技术,从 1981 年开始,长沙矿山研究院与湘西金矿合作进行了竖向分条尾砂充填采矿法以及长锚索与短锚杆联合控顶技术的研究。

9.8.4.1 矿床地质及开采技术条件

矿床属中低温热液充填金、锑、钨伴生的石英脉状矿床。成矿热液沿层间断裂及其派生的低序次节理裂隙充填,形成层间脉、网状脉、节理脉 3 种类型矿脉。矿脉产状与岩层基本一致,走向近东北,倾向北或北北东,单个矿脉走向长 50~500 m,倾斜长 500~2000 m,平均倾角 26°,网状脉厚一般为 4.0~12 m,节理脉厚一般为 0.2~1.0 m,其中厚 1.5~3.5 m 矿脉的矿石储量占总储量的 20% 左右。这类矿体品位富,经济价值高。

矿石坚硬而稳固, $f=8\sim12$,近矿围岩为薄层状板岩及蚀变板岩, $f=4\sim6$,不稳固至中等稳固,断层节理发育。矿岩接触面明显,容易分离,易于识别。由于成矿后的断层破坏了岩体的完整性,上盘围岩易顺层剥落或沿断层、节理面塌落,给开采造成较大困难。

地表有一河溪流经矿区上部及大部分工业民用建筑物处于开采范围内,不允许陷落。

9.8.4.2 主要方案特点及回采顺序

预控顶竖分条尾砂充填采矿法包括两个主要方案:长锚索预控顶连续分条尾砂充填采矿法方案和短锚杆预控顶间隔分条尾砂充填采矿方案。

A 长锚索预控顶连续分条尾砂充填采矿法方案

矿块沿矿体走向划分3个矿房,不留间柱和顶柱,切割巷道与阶段沿脉巷道间的底柱由下阶段矿房回采时一并回收。整个矿块回采是从一侧向另一侧矿房逐个回采,逐个充填。回采前在矿房天井中预安长锚索,随回采工作面推进及时安设金属楔管式锚杆和螺纹钢筋砂浆锚杆支护;矿房分条连续回采,每采完一个矿房即用分级尾砂充填空区。采用7655型凿岩机凿岩,非电毫秒雷管起爆,2号岩石炸药爆破落矿,电耙出矿,放矿木漏斗装矿。

矿块中矿房的回采顺序如图9-78所示。先采第一个矿房,采后用分级尾砂充填①;在充填矿房①的同时,以同样方式回采相邻矿房人行上山的非充填区一侧的分条②,待此分条采完,矿房①充填尾砂脱水,并形成充填体后,再顺倾斜由上而下后退式回采紧靠尾砂充填体一侧的分条③,第二个矿房中的②,③分条采完后,随即进行尾砂充填,同时又按前述顺序回采第三个矿房中的④,⑤分条,依次将整个矿块回采完毕。

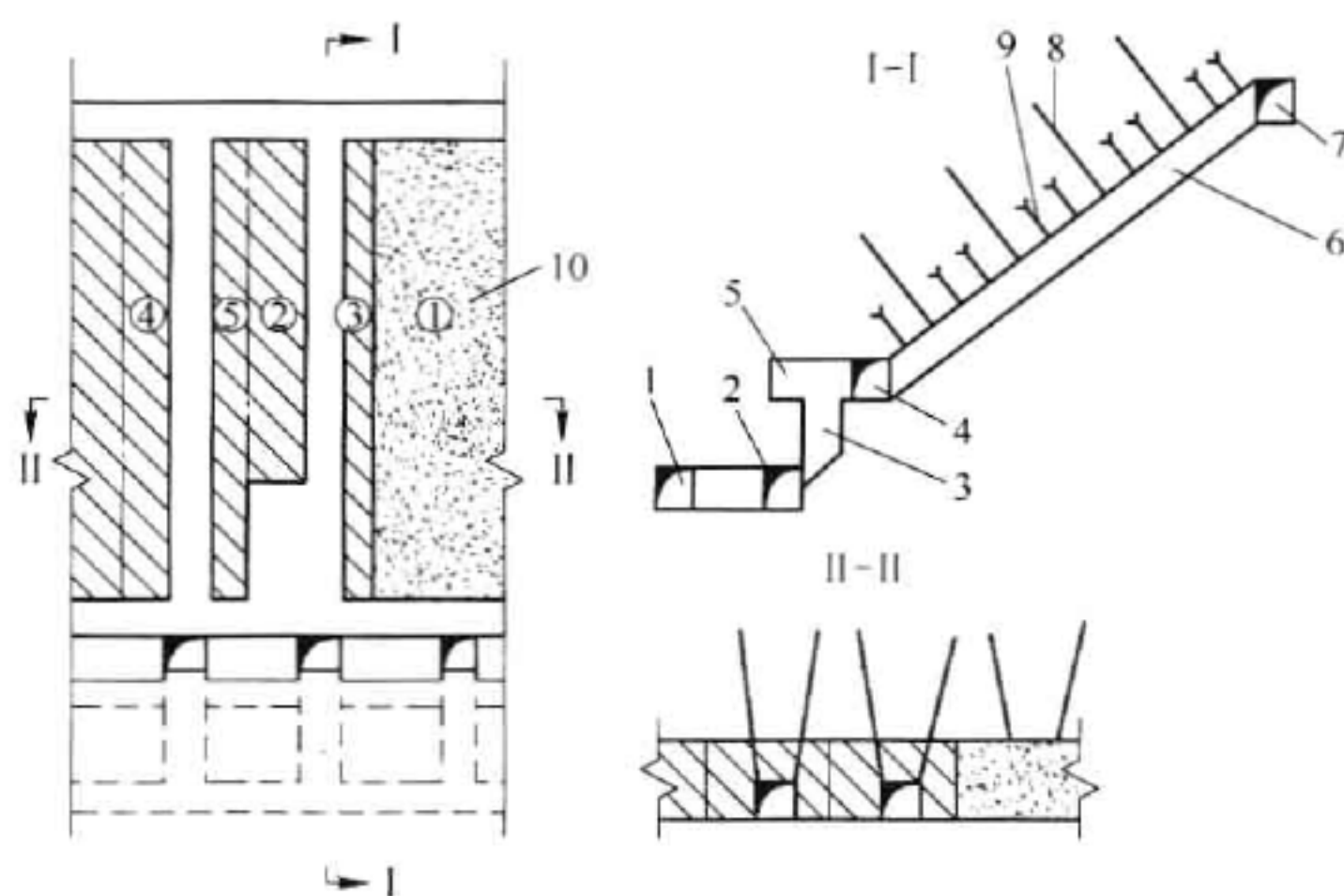


图9-78 长锚索预控顶连续分条尾砂充填采矿法

1—脉外阶段运输巷道;2—溜矿井;3—人行切割上山;4—上阶段切割巷道;5—电耙硐室;
6—切割巷道;7—长阶段运输巷道;8—长锚索;9—锚杆;10—充填尾砂

本方案用于矿床地质条件复杂、断层、节理发育、顶板不稳固、厚2.0~3.5 m的缓倾斜富矿体开采,上述矿块结构和回采顺序可以在充填时,使采矿分条与已充填矿房之间有一条临时矿壁相隔,这样有利于矿块连续生产,有利于提高采场生产能力和劳动生产率;矿房回采时用长锚索预控顶和短锚杆联合护顶,防止了顶板岩层垮落,回采作业安全可靠。但存在的主要问题是沿尾砂充填体分条回采时,由于尾砂自稳性差,为防止尾砂倒塌,需留少量矿皮进行隔离,损失矿石1%~3%。

B 短锚杆预控顶间隔分条尾砂充填采矿法方案

沿矿体走向将矿块划分矿房,每个矿房有单独的出矿、行人、下料及通风井巷,矿块结构见图9-79矿房的回采采用隔条间隔回采,回采前,先将矿房的中央人行上山,按设计网度安设金属楔管式锚杆,预加固顶板岩层,回采工作面的锚杆安装视其顶板稳固程度,由现场施工确定。矿房回采以直线工作面逆倾斜向上推进,二步矿房则顺倾斜由上而下沿人行上山挑底或压顶、扩帮进行回采。矿房回采完毕,即用尾砂进行充填。

矿块中矿房顺序回采如图9-79所示①→⑥,可采用依次回采或同时回采的方式。当

矿房①、②的充填尾砂脱水并形成充填体后,便可回采两侧均为尾砂充填体的矿房④,顺倾斜由上而下后退式回采。照此依次采完整个矿块。

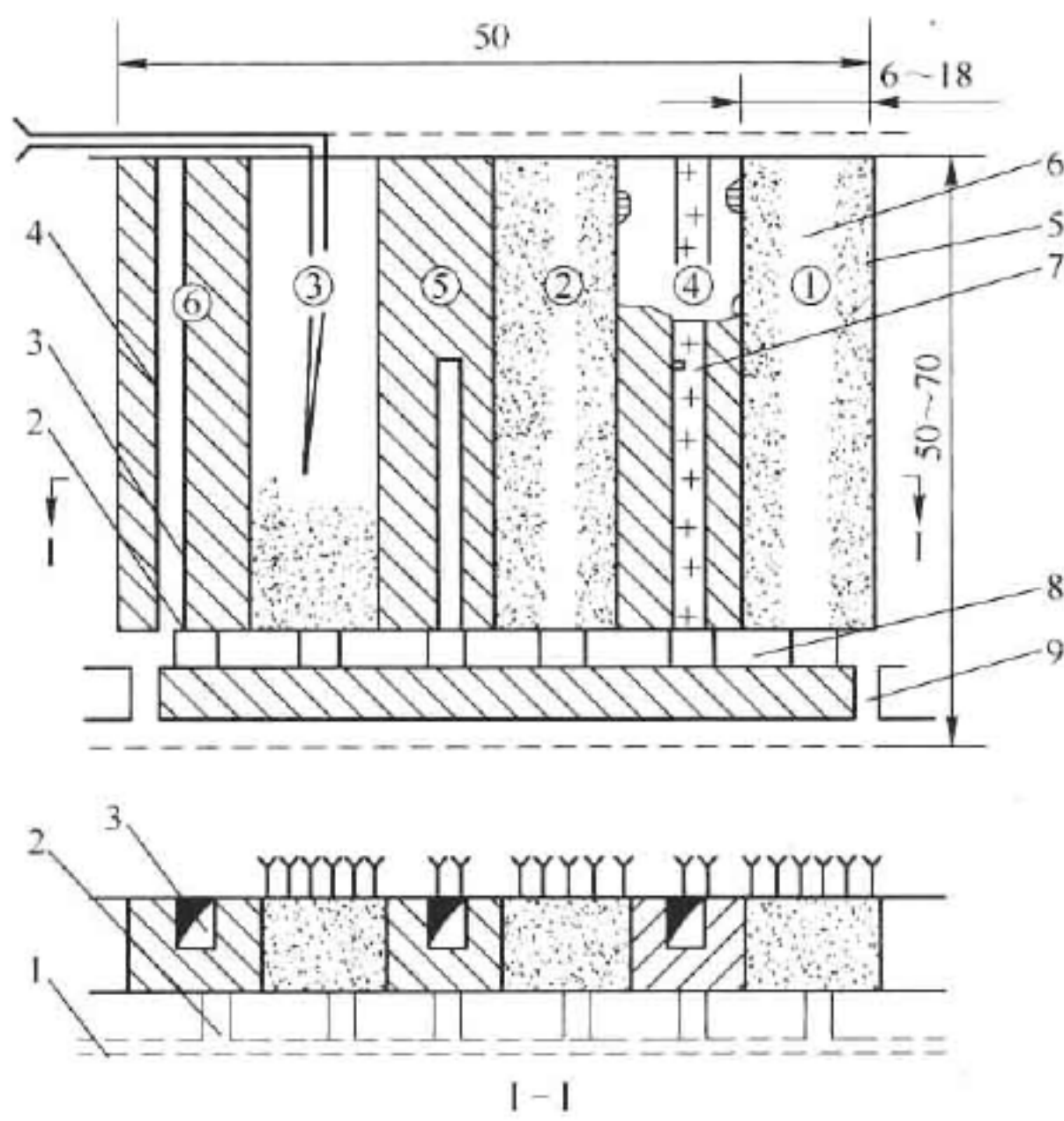


图 9-79 短锚杆预控顶间隔分条尾砂充填法

1—阶段运输巷道;2—溜矿井;3—人行切割上山;4—分条矿石;5—充填管;
6—充填料;7—锚杆;8—切割巷道;9—人行井;①~⑥—回采顺序

本方案适用于矿块范围大,顶板较稳固,矿体厚度 1.5 ~ 3.0 m 的富矿体。这种方案除具有前述方案的优缺点外,尚具有回采工作面多,灵活性大等优点。但存在着二步回采时的条件差,损贫大的缺点。

9.8.4.3 矿块构成要素及采准布置

沿矿体走向布置矿块。矿块长度是根据矿脉富集块段范围及矿脉厚度情况而定,一般为 20 ~ 110 m,标准为 50 m,阶段高度 25 ~ 30 m,阶段斜长 57 ~ 65 m。分条(或矿房)宽度 6 ~ 10 m,平均宽 8 m,底柱厚 5 m。

采准工程包括阶段运输巷道、溜矿井、人行切割上山、切割巷道及电耙硐室。阶段运输巷道位于矿体底盘中,距矿体水平距离 6 ~ 10 m,断面 2.2 m × 2.3 m。沿走向每隔 8 m 自阶段运输巷道向各矿房掘进溜矿井,断面 2 m × 1.6 m,倾角 45° ~ 75°;在溜矿井上口沿矿体底板掘进人行上山,与上部中段切割巷道贯通,断面 2.0 m × 2.0 m;在人行上山下口的对面置电耙硐室,断面为 2.0 m × 2.2 m;从溜矿井上口沿走向开掘切割巷道。

9.8.4.4 回采工艺

采用 7655 型凿岩机凿岩,全工作面炮眼一次钻完,炮眼布置呈梅花形,最小抵抗线 0.7 ~ 0.8 m。当沿矿房全宽向上推进时,眼深为 2.0 m,当从天井一侧以分条宽度向上推进时,眼深 3.5 ~ 4.0 m,以保证矿块生产能力。爆破用 2 号岩石炸药和乳化炸药,非电导爆管微差爆破。爆破后,采场通风借助矿井负压,新鲜风流从下部阶段运输平巷经人行井、切割巷道,进入采场工作面,污浊风流由上中段回风巷道排出。在工作面爆破并通风洒水后,必须认真

处理好松石后方可出矿。采场矿石运搬采用 28 ~ 30 kW 电耙,出矿能力一般为 50 ~ 60 t/班,高者达 90 ~ 110 t/班,耙矿时,如遇大块就地进行人工破碎或爆破破碎。

回采前在每个矿房的人行上山中预按长锚索(长度 6 ~ 8 m)或安设金属楔管式锚杆(长度 2.2 m),对顶板岩层施行预加固;回采时随工作面推进,连续分条回采方案需紧跟工作面安设金属楔管式锚杆,然后用钢筋水泥砂浆锚杆加密到设计网度(1.0 m × 0.8 m);遇断层或节理裂隙发育破碎地段。适当增加长锚索或留小矿柱控制顶板;间隔分条回采方案则视顶板的稳固程度,由现场施工确定控顶措施。

每一矿房回采完毕后,随即构筑密闭墙,安设脱水装置,接入充填管,进行充填。在溜矿井口上 1 ~ 2 m 处设置滤水密闭墙。矿房密闭最好是用钢绳网喷浆法,也可采用块石砂浆砌筑或水泥砖砂浆砌筑两种方法。钢绳网喷浆法就是先在顶底板打两排深 0.4 m、眼距 0.2 ~ 0.4 m、排距 0.2 m 的钻孔,插入螺纹钢筋砂浆锚杆,锚杆露出的端部弯成钩状,然后用 $\phi 15.5$ mm 的废钢绳挂在锚杆上,交织成网,在网的外侧挂上一层 2.262 mm(8 目)的铁丝网,安装好滤水筒和溢流管的出口段,然后再从两侧喷厚 200 ~ 250 mm 的混凝土,构筑而成牢固可靠的密闭墙。矿房充填尾砂脱水采用渗滤和溢流两种方式,脱水装置包括滤水筒和溢流管。滤水筒为木质方形筒,断面尺寸为 250 mm × 250 mm,在其周围钻有分布均匀的、间距较小的孔,再用麻袋片包扎。滤水筒沿底板铺设,距底板高度不超过 0.5 m。矿房内一般铺设两路滤水筒,有时为加强脱水,还需在其上插接适当高度的直立分支滤水筒。采用虹吸法进行溢流脱水;先在矿房中预埋 1 根 $\phi 50$ mm 铁管,充填时,由封闭墙外经铁管另一端注入压力水,以排出管内空气,矿房内积水便经塑料管溢流排出。

分级脱泥后的尾砂用 $\phi 75$ mm 的塑料管自流送到已采空区进行充填。充填时,以矿房人行天井为中心,由下而上分段进行,一般一个约 1000 m³的空区半个月可充满。

9.8.4.5 顶板控制技术

采用长锚索预控顶和短锚杆联合控顶技术,矿房分条连续回采或矿房间隔回采,每个矿房回采后立即用尾砂充填。

长锚索是由带锚头的钢丝绳,与排气管捆扎后置入钻孔内注浆而成。锚索长 6 ~ 8 m,选用 $\phi 31$ mm 或 $\phi 22$ mm 的 6 mm × 19 mm 的废旧提升钢丝绳,经除锈去油后加工而成。排气管为内径 5 mm,外径 7.5 mm 的聚氯乙烯塑料管。锚头是在绳端取 6 ~ 8 根钢丝弯制成 10 ~ 15 mm 的倒钩而成。封孔采用留有排气管孔和注浆管孔的圆木楔或用水泥堵塞。

螺纹钢筋砂浆锚杆采用 $\phi 16$ mm 的螺纹钢筋,切成 2.3 m 长,将一端长 33 mm 压弯成 90°后插入钻孔,向孔内注浆而成。

用 MZ-1 型注浆机向锚索和锚杆孔注浆。所注水泥砂浆的配比是:灰砂比为 1:(1 ~ 1.2),水灰比为 0.38:0.4。

金属楔管式锚杆由开缝异径管、上楔、下楔、挡环、定位销和垫板组成。

选择的矿块为层状板岩顶板,锚杆支护参数按组合梁计算,梁的高度即为锚杆的有效长度;间距、排距按抗剪强度验算,用悬吊作用校核。预加固岩层用长锚索则视作组合梁支撑反力按静不定梁计算。同时还参照国内外有关资料,用类比法确定支护参数为:锚杆长度 2.2 m,锚杆网度 1.0 m × 0.8 m;矿块中央锚索长度为 6 m,两侧矿房锚索长度为 4.5 m,锚索间距 1.5 m,排距 8 m,呈“之”字形布置。

楔管式锚杆孔钻凿和安装均用 YSP-45 型钻机,钎头直径 $\phi 39 \sim 40$ mm,眼深超过锚杆

长度 5 ~ 10 cm。锚杆孔钻好后,将套有垫板的锚杆插入孔内,用钻机及专用钎杆将锚杆开缝段打入孔内,直至垫板紧贴岩面,然后换一根长钢钎插入锚杆孔内,再用钻机冲断定位销,把锚杆顶部楔子打紧。

砂浆锚杆采用后退式注浆施工。用 MZ - 1 型注浆机,通过 $\phi 24$ mm 聚氯乙烯塑料管将砂浆压入孔底,随浆液压出,徐徐抽出塑料管,待浆液灌至离孔口 0.2 m 时,立即关闭注浆机,抽出塑料管,插入切制好的螺纹钢筋,用木塞塞紧孔口。

长锚索采用前进式注浆工艺,使用 YSP - 45 型钻机, $\phi 60$ mm 一字形钎头钻孔,冲洗孔壁后,将加工好的钢丝绳系上 $\phi 7.5$ mm(外径)的塑料管插入预留的孔内 0.2 m 左右,用 MZ - 1 型注浆机将搅拌好的水泥砂浆压入孔中,同时观察进料斗和一端置于盛水容器中的排气管的工作状况,在正常情况下,排气终止表明钻孔内已充满砂浆,即可拔出注浆管,堵塞孔口。

9.8.4.6 主要技术经济指标及评价

(1) 主要技术经济指标见表 9-60。

表 9-60 主要技术经济指标

指标名称	回采方案	
	连续分条	间隔分条
采矿工效/t · 工班 ⁻¹	6.7 ~ 7.6	5.5 ~ 6.5
采矿损失率/%	2 ~ 4	3.6 ~ 5.8
矿石贫化率/%	6.7 ~ 8.5	4 ~ 6.5
采切比/m · kt ⁻¹	18.6 ~ 27.2	21.5 ~ 27.2
坑木消耗/m ³ · t ⁻¹	0.0003 ~ 0.0004	0.0003 ~ 0.0004
炸药消耗/kg · t ⁻¹	0.231 ~ 0.31	0.28 ~ 0.39
采矿直接成本/元 · t ⁻¹	4.55 ~ 4.89	4.1 ~ 4.5
其中:支护成本/元 · t ⁻¹	0.72 ~ 0.93	0.3 ~ 0.45
充填成本/元 · t ⁻¹	1.34 ~ 1.4	1.32 ~ 1.4
采矿车间成本/元 · t ⁻¹	28.5	33.5(据 1988 年资料)
采场生产能力/t · 月 ⁻¹	700 ~ 1267	650 ~ 1250

(2) 预控顶竖分条尾砂充填采矿法用于开采顶板不稳固的缓倾斜薄矿体是一种行之有效的方法。长锚索与短锚杆联合护顶、采后尾砂充填的综合控顶技术可以使矿块连续安全回采。在缓倾斜薄矿体开采中使用长锚索预加固不稳固的顶板是一项新的控顶技术,扩大了长锚索的应用范围,保证了生产安全。

(3) 长锚索前进式注浆和砂浆锚杆后退式注浆采用 MZ - 1 型注浆机施工,具有质量可靠,操作简便,质量轻、移动方便,效率高,作业安全等优点。

(4) 采用合理的采充顺序,控制采场顶板岩层移动,是维护顶板稳定、确保生产安全的有效措施。矿房采充完毕后,顶板岩层在上覆岩层的压力作用下将继续下沉,产生离层,形成压力拱,拱外压力将向两侧转移。根据测试,顶板沉降大于尾砂充填体的沉缩,充填体在压实后可以对顶板产生一定的支撑反力。随着采充范围的扩大,其上部形成贯通的压力拱,随回采跟随移动,但不再继续扩大,这对维护顶板稳定,保证生产安全有重大意义。

(5) 在一定暴露高度的情况下,为了使充填体能保持自稳性质,应将矿房工作面回采成似平行四边形,侧壁面成 $60^{\circ} \sim 70^{\circ}$,同时为保证斜壁的完整性以及减少对未采动矿体的破坏,周边炮孔宜采用光爆技术,或建造隔离墙,以防尾砂充填体倒塌,减少隔离矿壁的损失。

9.8.5 三山岛金矿机械化分层充填采矿法实例

山东三山岛金矿设计规模 1500 t/d,是中国当时最大的岩金地下矿山之一。设计选用了效率较高的点柱式机械化分层充填采矿法,并全套引进了国外先进无轨采掘设备。

9.8.5.1 矿床开采技术条件

三山岛金矿床属大型矿床,矿区三面环海,开采技术条件复杂。该矿床位于沂沭大断裂东侧一级断裂至三山岛断裂带内的蚀变花岗岩中。在矿体上盘与矿体平行有 1 号(F_1)大断层,通常有厚 1~5 m 的破碎岩带分布。 F_1 断层面有 5~20 cm 厚度不等的断层泥,紧贴 F_1 断层还有厚度 3~5 m 不等较破碎的矿石。矿体节理裂隙的发育程度由上盘向下盘依次变弱。矿体平均倾角为 40° ,矿体中间厚大,两翼矿体变薄,最小厚度 2 m,最大厚度 40 m,平均厚度 16 m。矿体走向长 900~1000 m,矿体埋藏在海平面以下,西端延深入海。矿石为含金绢英岩,密度 2.8 t/m^3 ,坚固性系数 5~8,稳固;上、下盘均为黄铁绢英质花岗岩,上盘岩石因受 F_1 断层的影响,坚固性系数为 4~8,不稳固,下盘岩石坚固性系数为 8~11,稳固,岩石密度为 2.8 t/m^3 。

第四系岩层底部有一稳定的隔水层,海水与坑内裂隙水只有下渗弱补给。矿床水文地质条件属中等复杂,并以裂隙充水为主。在今后的开采活动中主要应加强区域稳定的控制,以避免地表移动、海水倒灌。

三山岛引进的主要无轨采掘设备有 M-14 型单臂全液压凿岩台车、P-17 型双臂电动全液压凿岩台车,配置 Hydastar 300 液压凿岩机;采场运搬设备有 ST-3.5 型、ST-2D 型(斗容分别为 2.7 m^3 , 1.5 m^3)柴油铲运机,MT-413 型坑内卡车;另外还引进了 UT-45A 型升降台车,P17-IBP/06 型锚杆台车,UT-45A 型人车和油车以及 TM-15-2 型液压碎石机等。

9.8.5.2 采场构成要素及采切工程布置

矿块沿走向布置。阶段高度 90 m,矿块长度 100 m,其中矿房 94 m、间柱 6 m,矿块宽为矿体水平厚度,顶柱高 6 m。采场内布置规则点柱,点柱尺寸 $6 \text{ m} \times 6 \text{ m}$,点柱沿走向间距 20 m。垂直走向间距 18 m,最大控顶高度 4.5 m,其中 1.5 m 为爆破补偿空间高。分层回采或充填高度为 3 m,分段高度为 15 m,每个分段担负 5 个回采分层。

点柱式机械化分层充填采矿法的布置见图 9-80。采用下盘脉外斜坡道、脉外集中溜矿井的采准方式,分段巷道、溜矿井、溜井联络道、采场分层联络道均布置在下盘脉外。回风泄水井布置在采场两侧的间柱中,断面为 $2 \text{ m} \times 2 \text{ m}$ 。分段巷道是采场与溜矿井和斜坡道之间的通道,分段巷道一般距矿体约 40 m。并以最大 $\pm 20\%$ 的坡度与采场连通。脉外集中卸矿溜井在沿矿体走向上,大约每隔 200 m 设置一个溜井,倾角 60° 。

切割工作主要包括:在每个阶段第一分层掘进一条切割巷道宽 \times 高为 $(3.5 \sim 4.5) \text{ m} \times 4.5 \text{ m}$,与间柱内回风泄水天井贯通,然后即可进行第一分层的切割回采。

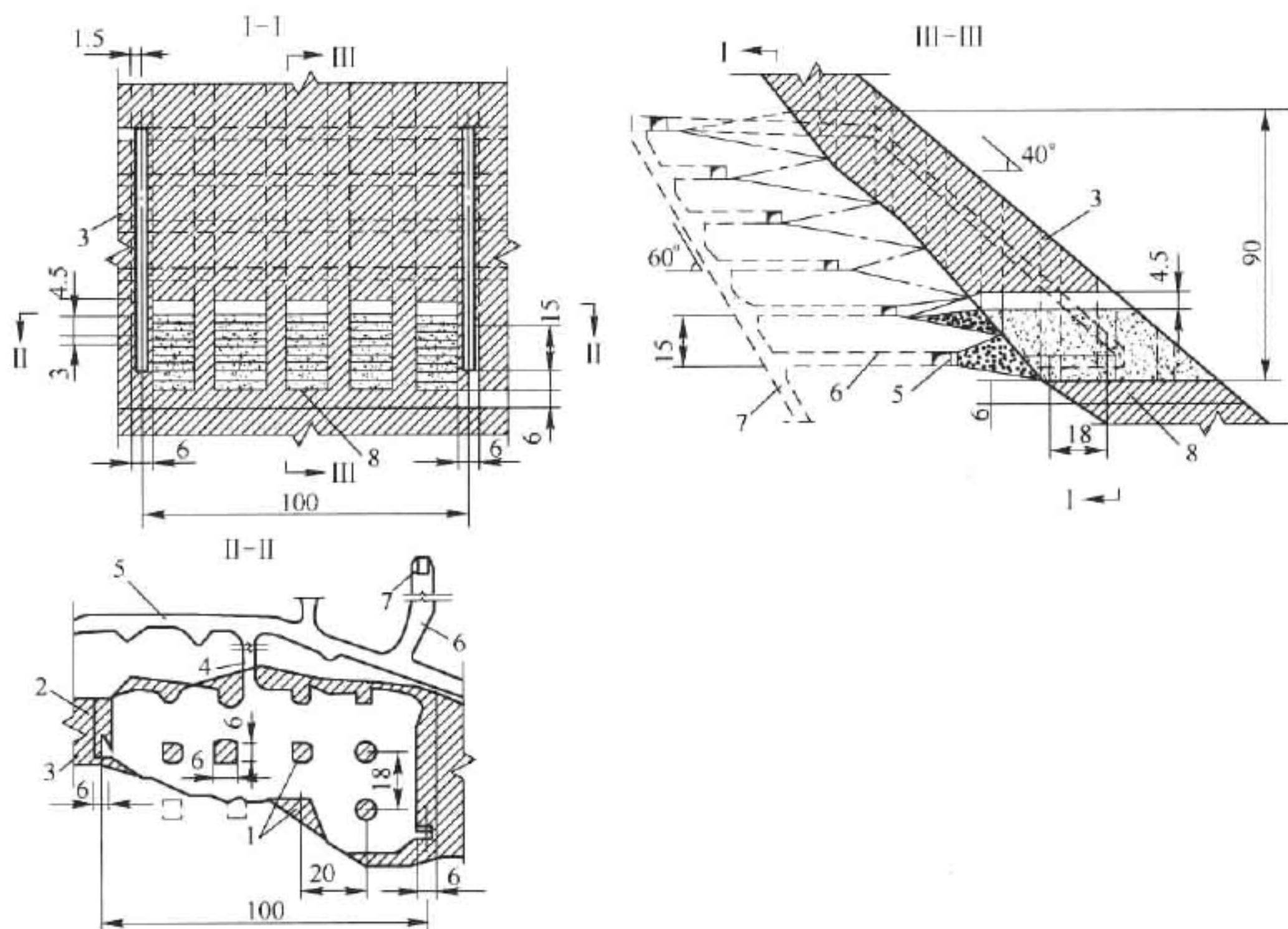


图 9-80 三山岛金矿点柱式机械化分层充填采矿法

1—点柱(6 m×6 m);2—间柱(6 m);3—回风泄水井(2 m×2 m);4—采场联络道(4 m×3.2 m);
5—分段巷道(4 m×3.2 m);6—溜井联络道(3.6 m×3.2 m);
7—溜井(2.5 m×2.5 m);8—顶柱(6 m)

9.8.5.3 采矿工艺技术

采场宽度大多为 10~15 m,由于设计要求点柱是均匀分布的,在矿体倾角 40°的影响下,回采工作面的尺寸也在不断变化。前一分层回采充填后,留下高 1.5 m 的爆破补偿空间不能与本分层下盘的矿体完全对应,从而会形成爆破死角。因此,在回采薄矿体时,需根据具体夹制条件调整爆破顺序。

合理的回采顺序对点柱和顶板的稳定十分有利。以切割巷道为第二自由面,在两排点柱间,点柱与上下盘之间,从中央向两侧,全断面分次推进,沿走向将半个采场全长切开后,再垂直走向向上、下盘方向推进,以尽量缩短点柱完全暴露的时间为原则。

落矿用水平孔,孔深 3.5~3.8 m,炮孔直径 45 mm,最小抵抗线(层间距)0.9~0.8 m,孔间距 1.2~1.8 m。炮孔采用楔形布孔方式,按“Λ”形顺序起爆,爆破效果最为理想。用单臂或双臂液压无轨自行凿岩台车配液压凿岩机凿岩,使用 2 号岩石炸药、非电起爆系统,人工装药爆破。当地质界线波动较大,点柱与上、下盘的基角处不使用台车凿岩时,需用 7655 型凿岩机凿岩爆破,进行辅助修边。

采场顶板管理:采场用杆体直径 16 mm、长 1.8~2.0 m 的涨壳式锚杆支护,锚杆支护网度为 1.0 m×1.0 m~2.0 m×2.0 mm。用 YSP-45 型凿岩机打锚杆孔,人工安装。对顶板破碎严重地段加挂金属网,或用凿岩台车打孔安装长 3.5 m 的倾斜长锚杆。

采场出矿:采场出矿运搬方式的搭配有多种,但常用的有 ST-3.5 型铲运机单独运搬、

ST-3.5 型铲运机配 1 台卡车、ST-3.5 型铲运机配 2 台卡车联合运搬。各种搭配运搬矿石的特点是:

(1) ST-3.5 型铲运机经济合理运距为 125 m, ST-2D 型铲运机经济合理运距在 60 m 以内。在三山岛金矿条件下, 应统一使用 ST-3.5 型铲运机。

(2) ST-3.5 型铲运机配 1 台坑内卡车运输是一种最经济的运输方式, 台效比单一铲运机运输可提高 30% 左右。

(3) ST-3.5 型铲运机配 2 台坑内卡车, 或两台同时运搬(在一个回采工作面), 其生产能力最大, 但其成本略高。

综上所述, 在三山岛金矿, 对于大中型采场或运距较大的采场用 ST-3.5 型铲运机配坑内卡车运搬方式较合理, 而单独使用 ST-3.5 型铲运机运搬, 仅适用于采场尺寸较小、运距较短的采场作业。

采场充填作业采用分级尾砂和尾砂胶结底板充填。分层充填高 3.0 m, 其中分级尾砂 2.6 m, 尾砂胶结底板(灰砂比 1:4)0.4 m。

采场通风: 新鲜风流由斜坡道, 经分段巷道和采场分层联络道进入采场, 污风经由采场两侧回风泄水天井到上部回风巷道。

9.8.5.4 充填工艺

三山岛金矿用于井下充填的粗尾砂(-0.038 mm (-400 目)砂石小于 18%), 供给量不足, 尚需用坑内掘进废石补充解决。充填尾砂的渗透系数为 62.2 cm/h 。

该矿进行的充填尾砂管道输送特性的半工业试验, 结果表明:

(1) 充填料浆管道($\phi 100\text{ mm}$)输送阻力损失随料浆质量浓度的增加而增大;

(2) 充填料浆的临界流速随料浆质量浓度增加呈减小趋势。加入水泥能改善输送特性。当质量浓度达到 73% 时; 充填料浆就已达或接近临界流态浓度, 从而具有良好的输送性能。

充填系统: 选矿厂的分级尾砂(浓度 25% 左右)送至充填站沉砂池, 经砂泵输送至两个直径 9 m、有效容积 965 m^3 的半球形底等阻多孔型底部卸料立式砂仓, 充填时饱和尾砂再造浆, 放入高浓度搅拌筒内。

尾砂胶结充填时, 贮存于 100t 水泥仓中的水泥经底部单向螺旋闸门、叶轮给料机、螺旋输送机送至料仓, 再经弹性叶轮给料机定量送入高浓度搅拌筒内。

尾砂与按比例要求的水泥, 在搅拌筒内混合均匀后, 灰砂浆通过钻孔放至 -70 m 中段, 再经充填管道服务天井放至各生产中段, 经联络道送入各采场。

采场充填试验认为, 水泥在胶结充填过程中产生离析的根本原因, 在于水泥的平均粒径小于尾砂的平均粒径, 充填料浆浓度偏低, 以及采场面积大等因素。针对上述原因, 提出了保证充填料浆浓度大于 70% 的措施, 采取分区充填(用部分回窿废石筑坝分区), 减少一次充填面积, 两翼增加泄水笼, 以增大充填泄水速度。取样数据表明, 灰砂比 1:4, 厚度为 0.4 m 的尾砂胶结层, 可以满足无轨设备在采场正常作业要求。

9.8.5.5 主要技术经济指标及评价

(1) 主要技术经济指标: 采场生产能力 250 t/d ; 采矿工效 21.88 t/工班 ; 采矿台效 179 t/台班 ; 铲运机(ST-3.5 型)台效 153.66 t/台班 ; 铲运机(ST-3.5 型)工效 128.21 t/工班 ; 卡车运输工效 168 t/工班 ; 卡车运输台效 180 t/台班 ; 采矿损失率 19%; 矿石贫化率 11%。

(2) 采用无轨设备,尤其是采场运搬采用了 ST-3.5 型铲运机和坑内卡车联合运搬方式,采场台车凿岩,控制爆破落矿等,使大多数技术经济指标名列前茅。

(3) 充填工艺先进,尤其是探索出一套解决采场大面积充填时水泥“离析”和采充平衡问题的有效途径。

(4) 资源的损失率较大,采场的顶板管理及安全作业条件仍需改进。

9.9 上向分层胶结充填采矿法

自 1978 年焦家金矿开始使用上向分层胶结充填采矿方法以来,中国采用上向分层胶结充填采矿法已有数十年的历史。该法一直存在采场生产能力小、采矿损失贫化高、充填体强度低,留有较多的顶底柱、回采难度大等一系列问题。直到近几年在使用人工底柱上有了进展,解决了回收顶底柱的安全及损失贫化过高问题;又在新城金矿试验了盘区机械化上向分层胶结充填采矿法;才使采场生产能力等各项技术经济指标得到了提高。

为提高上向分层胶结充填采矿法的经济效益,改善劳动条件及提高开采强度,应重视下列几个问题:

(1) 充填系统。自 1978 年焦家金矿建成中国岩金矿山第一座半球底的立式砂仓充填系统以来,由于该砂仓具有放砂能力大、储砂量高、砂仓有效利用率大及操作简单易行等优点,先后在使用充填法的岩金矿山得到了推广。

这种立式砂仓在尾砂充填上无疑是一种值得推荐的砂仓。但在胶结充填系统上存在一个致命的缺点:其充填浓度较低且不稳定,尤其是在中小型矿山,充填系统未能采取自动化控制的条件下,即令使用自动控制系统,也存在浓度控制不十分理想的问题。这是目前岩金矿山胶结充填系统普遍存在的一个问题。

在胶结充填系统中,尤其是中小型矿山,应建立卧式砂仓系统。卧式砂仓胶结充填系统可以调节充填浓度,确保充填体强度,而且建设费用亦比立式砂仓少。

(2) 充填体强度。由于一期矿房的胶结充填体强度低,有些矿山在二步回采时,不得不留矿壁,从而造成了大量的采矿损失。中国岩金矿山胶结充填水泥用量并不低,灰砂比多为 1:10(而国外一些矿山使用 1:20~1:30 的灰砂比)。由于其充填时的灰砂浆浓度高,充填体仍有一定的强度。从减少水泥用量,降低充填成本,提高充填体强度出发,必须提高充填的浓度。

在已建成立式砂仓胶结充填系统的条件下,有些矿山采取一定的措施提高充填浓度,达到提高充填体强度的目的。新城金矿曾试验过二次加入海沙的工艺、使浓度得到提高,但二次加沙工艺复杂,需两次搅拌,如控制不当,海沙过多,可能产生堵管问题。河西金矿建立了简易的干全尾砂及河砂的混合系统,再利用皮带机送往立式砂仓系统的搅拌筒内,使充填浓度提高,可达 75% 左右,获得了良好的效果。

使用上向分层胶结充填采矿法时,胶结充填体的强度不应过低,应达到 1~2 MPa,使二步矿房得以顺利回采。

(3) 提高机械化程度。中国应用上向分层胶结充填采矿法的岩金矿山,除新城金矿的盘区机械化上向分层充填采矿法的试验盘区和蚕庄金矿试验矿块外,均使用电耙出矿,手持式气腿凿岩机凿岩,机械化程度较低。

用电耙出矿,死角处用人工捣矿,劳动强度大,劳动生产率低,出矿能力小,而且还会将充填体耙出一条沟,造成贫化。距电耙出矿道较远处的矿石,有时未能完全运出去,即进行

了充填,造成矿石的损失。

提高机械化水平可使采场的主要技术经济指标得到改善。如新城金矿盘区机械化上向分层胶结充填采矿法的试验盘区内,在提升系统不顺的条件下,盘区生产能力仍可达到 300 t/d,采场工人劳动生产率达 14 ~ 19 t/(人·班)。而在凡口铅锌矿盘区生产能力高达 400 ~ 600 t/d。为提高上向分层胶结充填法的采场生产能力及劳动生产率,应提高该采矿方法的机械化装备水平。

(4) 全尾砂膏体充填。使用胶结充填的矿山,应考虑采用全尾砂膏体胶结充填技术。目前有些岩金矿山,为了回收选矿用水,采取尾砂压滤脱水,在这一基础上如加以强力搅拌系统后或用泵送往井下,或用液化器形成触变流利用倍线向井下自流输送膏体全尾砂胶结充填料。这种全尾砂膏体充填技术不仅可以减少水泥用量,而且可以确保充填体的强度和有利于接顶,还可以解决细粒级尾砂对环境的污染;条件适合时,可考虑废除尾矿库,多余的尾砂采用地面堆放和复田技术。

中国有色金属矿山已开始应用膏体充填。金川镍矿引进德国的混凝土泵输送膏体的充填料;凡口铅锌矿采用高速搅拌的液化器,将全尾砂的膏体充填材料制成触变流,借自重输送。这两个实例均获得成功,取得了良好的充填效果。

引进国外膏体泵送设备费用甚高,完全可以使全部设备国产化。其核心设备为泵,中国山东铝厂的湖田矿使用国产混凝土泵向井下输送膏体的赤泥已获得成功,说明国产的混凝土泵完全可以用于井下作业。从技术及装备上来看,目前,使用全尾砂膏体充填是一项成熟、可行的实用技术。

(5) 块石胶结充填。峪耳崖金矿、东坪金矿、鱼儿山金矿及金山金矿等一些金矿,均使用过块石胶结充填,取得了良好的效果。

块石胶结充填体的力学性质要比一般的胶结充填体好得多。以澳大利亚的蒙特-艾萨矿为例,胶结充填体的峰值处割线弹性模量为 150 MPa,而块石胶结充填体为 280 MPa,弹性模量提高了 87%;胶结充填体的抗压强度为 0.81 MPa,而块石胶结充填体为 2.0 MPa,提高了 147%,从而提高了块石胶结充填体的抗外载荷的能力,有利于控制地压,同时还可以大为降低水泥用量,并使废石不出坑。

(6) 人工底柱的应用。岩金矿山应用上向分层胶结充填采矿法的阶段高度多为 40 m,但留有近 10 m 的顶底柱,有时不留顶柱,而留 6 ~ 8 m 的底柱。阶段矿柱矿量占矿块矿量的比重较高,约占 20% 左右。回采矿柱时不仅损失贫化大,而且安全程度差,效率低。

在薄矿脉的充填采矿法中采用人工底柱已得到推广,但在中厚以上的矿体中有一定困难。新城金矿的经验告知,即使工程量较大,成本较高,对品位较高的矿体还是值得推广的一项实用技术。

(7) 加强采场的顶板管理。上向分层胶结充填采矿法是在采场内,在较大暴露面下进行回采作业。矿石稳固性稍差,有时发生局部冒顶事故。应极其重视采场的顶板管理工作。

除严格重视确定矿房尺寸外,还应考虑中国岩金矿山行之有效的综合治理顶板管理的措施,即推广锚杆、锚索及采场控制爆破的联合护顶措施,以期确保采场工作的安全。

9.9.1 焦家金矿上向水平分层胶结充填采矿法实例

山东焦家金矿于 1979 年开始应用上向水平分层胶结充填采矿法。

9.9.1.1 矿床开采技术条件

焦家金矿属中温热液蚀变花岗岩型金矿床。矿区位于黄县弧形断裂带上,破碎带的厚度为5~10 m,在主断裂面上有10~30 cm的断层泥,矿体的产出严格地受断裂控制。上下盘围岩及矿体节理发育,小裂隙纵横交错,不稳固,矿体上部老硐较多,有积水,地表为良田,不允许陷落。矿区共有5个矿体,走向长940 m,平均厚度4 m,倾角 $30^{\circ}\sim 60^{\circ}$,上陡下缓,平均品位7 g/t。

9.9.1.2 矿块构成要素及采准切割

根据储量大、品位高、矿体和围岩不够稳固,地表不允许陷落等特点,采用“上向水平分层尾砂胶结充填采矿法”。矿块沿走向布置,沿走向长为30 m,矿房的宽度等于矿体的水平厚度,通常为6~10 m,阶段高40 m,底柱厚6~8 m,设计分层回采高度2.0 m,实际大于2.5 m。

矿块划分为矿房和矿柱,分两步回采。每个矿房布置两个人行泄水井,断面 $1.5\text{ m}\times 1.5\text{ m}$,位于矿房两侧,放矿溜井和充填井各1个,分别为 $1.5\text{ m}\times 1.5\text{ m}$ 和 $1.5\text{ m}\times 2.5\text{ m}$,位于矿房中央靠近矿体下盘,如图9-81所示。

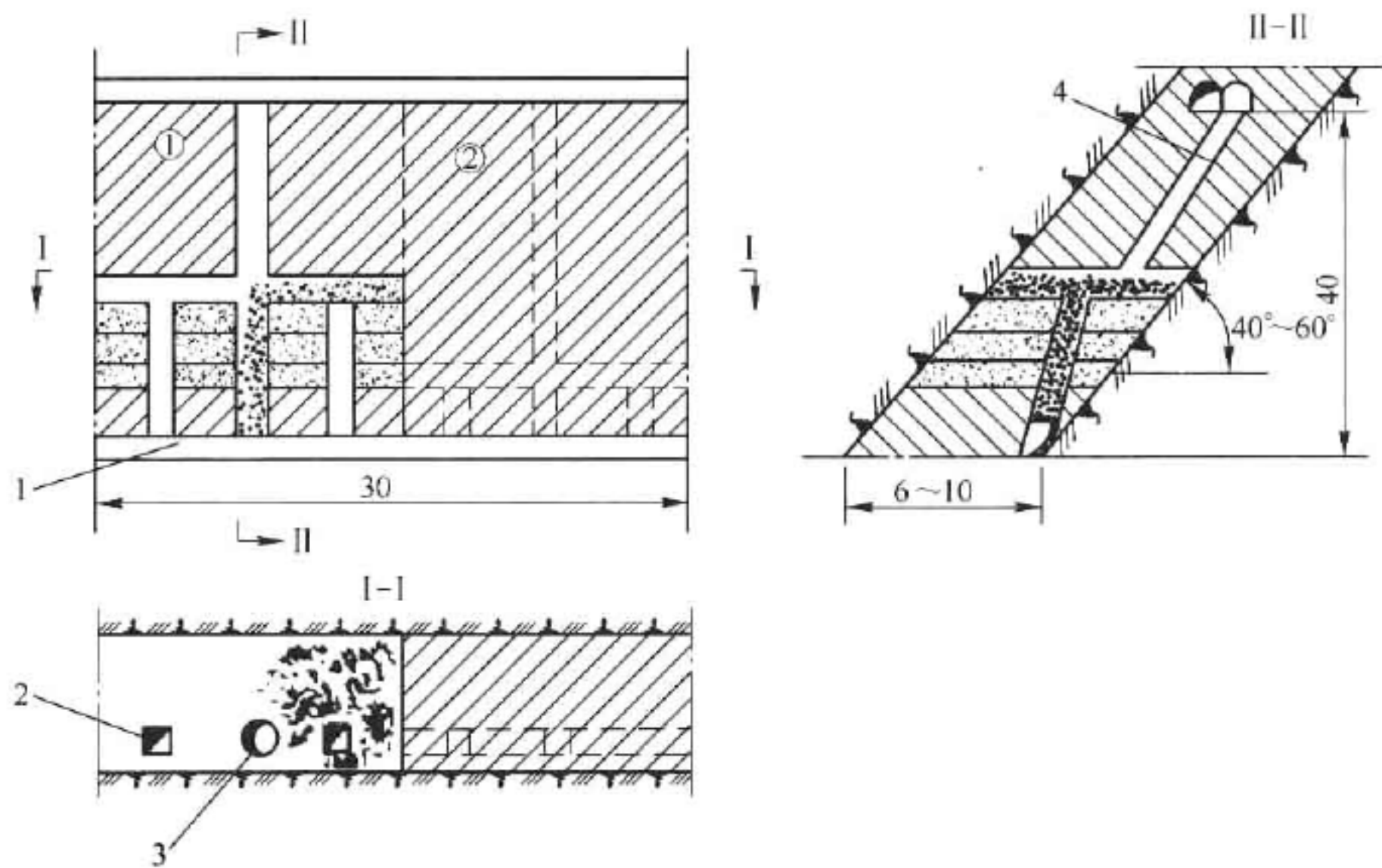


图9-81 上向水平分层胶结充填采矿法

1—沿脉平巷;2—人行泄水井;3—溜矿井;4—充填井;
①——一步采场;②——二步采场

从矿体下盘设断面 $2.0\text{ m}\times 2.0\text{ m}$ 的出矿巷道,再从出矿巷道向上开凿放矿溜井与人行泄水井,掘至底柱高度时,开始作切割工程。先使3条井与切巷贯通,再向上下盘及两侧掘进直至设计边界,再从溜井上部向上开凿人行充填井,直至与上部中段贯通为止。整个采准工程施工完毕,便进行切割,切割的高度为2.5~3.0 m。切割层结束以后,便架设人行泄水井和放矿溜井,人行泄水井倾角与矿体一致,溜井倾角不小于 55° 。采准比为18~20 m/kt。

在中厚矿体中采用较大的矿房,划分左右两区,交替回采,如图9-82所示。

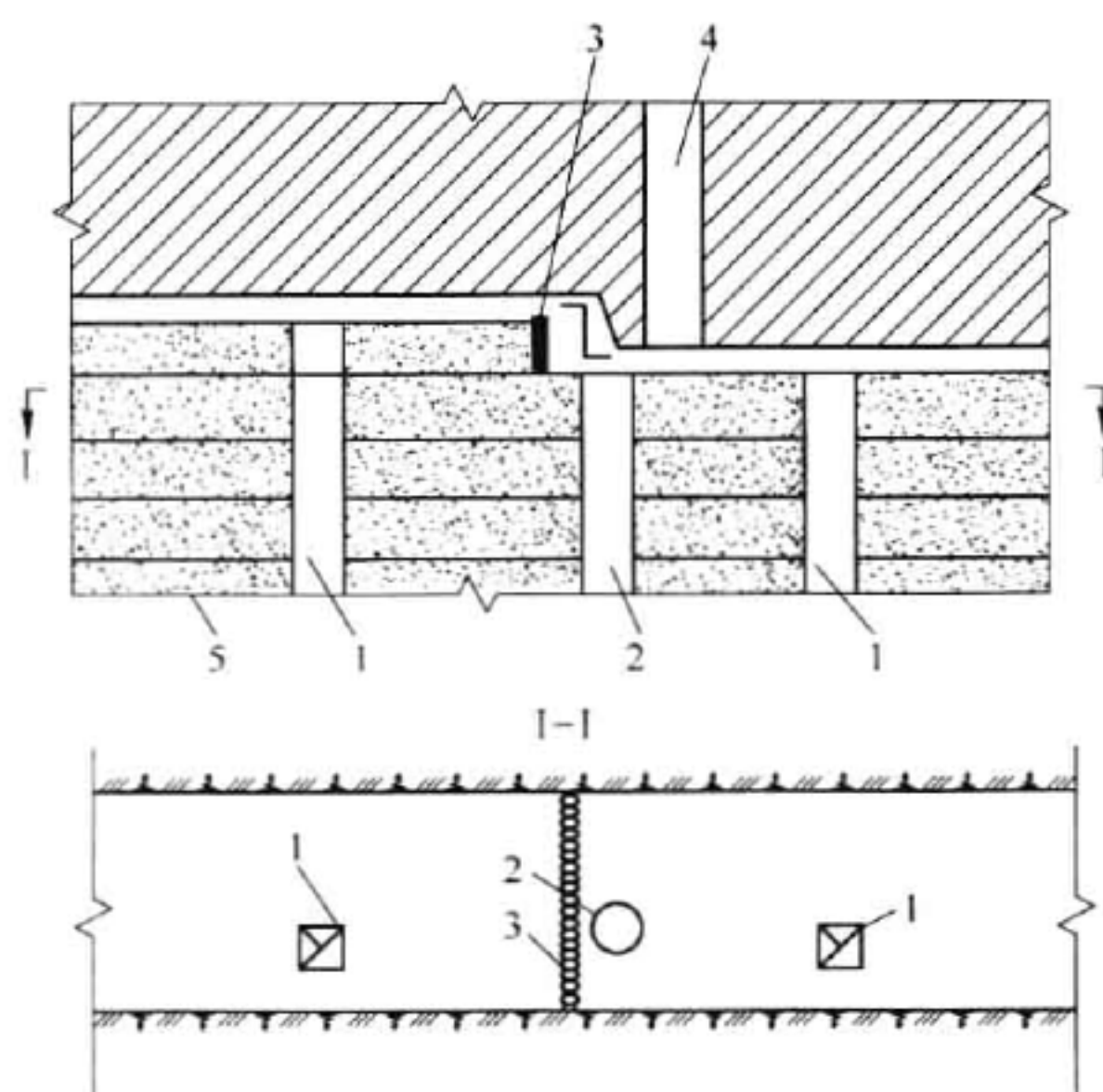


图 9-82 交替式工艺回采中厚矿体示意图

1—人行井;2—溜矿井;3—隔离墙;4—充填井;5—充填体

9.9.1.3 回采工艺

A 落矿

用 7655 型凿岩机凿水平炮眼,眼深 1.8 ~ 2.0 m,一字形合金钎头,钎头直径 38 ~ 40 mm,眼距 0.8 ~ 1.0 m。爆破用硝铵炸药,导爆管起爆。分层高度 2.5 m 以上,有时达到 4 m。每个分层采下的矿石量一般为 700 ~ 800 t,有少数矿房超过 1000t。

B 出矿

矿房出矿用 14 kW 电耙。充填时绞车和耙头吊在充填井内。耙矿时绞车和尾轮分别用锚杆钢丝绳固定。钢制放矿溜井由厚为 8 ~ 10 mm 钢板卷制焊接而成(每节溜井由 6 块钢板组成,高度 0.7 m)。溜井直径 1.5 m,沿矿体倾角依次向上架设,每次架设 3 ~ 4 节,高度约为 2 m。

14 kW 电耙的出矿能力一般都在 50 t/班以上,能满足矿房出矿要求。钢制溜井具有制作简单、架设方便等优点,但应注意焊接质量,防止钢板脱落。

C 矿房顶板管理

矿体赋存于主断裂下盘,矿岩不稳固,三角节理发育,易局部冒落,顶板管理比较重要,曾试验多种锚杆支护顶板,经生产中长期使用比较,涨壳式锚杆较好。这种锚杆锚固力较高,成本较低,操作简单,安装方便。安装网度为 1 m × 1 m。

D 矿房通风

矿房通风采用中央对角抽出式系统。新鲜空气由中央竖井及管缆斜井进入坑内,经过井筒、石门,中段运输大巷进入矿房,污风从充填井排至上部回风巷,再由北端风井排至地表。爆破 20 min 后,就能进入矿房作业。

E 劳动组织及作业循环

矿房采用混合工种劳动组织形式,做到一职多能,每个矿房由 4 ~ 6 人承包,大部分矿房

推行两班作业,部分重点矿房推行三班作业。一个生产循环包括凿岩爆破、通风、撬顶、电耙出矿等工序,每月可采 700 ~ 800 t,条件较好矿房可超过 1000 t。一个分层采完以后,全组人员共同做好充填前各项准备工作,充填时一起休班。

9.9.1.4 充填系统及充填工艺

焦家金矿采用半球形底立式砂仓充填系统,该充填系统于 1978 年年底建成,经工业性放砂试验后,1979 年交付使用。1983 年深部改扩建设计时,因生产规模加大,增建一个立式砂仓,并钻凿放砂孔使来自地表充填搅拌站的砂浆借倍线沿充填管路自流进入矿房。不管一步或二步采,第一分层均用灰砂比为 1:4 的胶结充填料作假顶充填,从第二分层开始,一步采改用灰砂比为 1:10 胶结充填,直至采完。二步采为尾砂充填。充填高度(垂高)一般为 1.8 ~ 2.0 m。

泄水井有两种结构,即木框结构和木垛结构,外扎两层麻布。同样焊接好的钢溜井也要扎 1 ~ 2 层麻布,用铁丝绑好,也可以泄水。上述泄水结构,泄水效果较好,矿房一次充填量一般为 250 ~ 350 m³,纯充填时间为 10 ~ 16 h。充填浓度(不包括开始及结尾)可达 71% ~ 73%。

9.9.1.5 主要技术经济指标及评价

焦家金矿采用此法取得了较好的经济效益,每年都超额完成产量和利润计划。

1980 年至 1986 年间焦家金矿上向水平分层胶结充填法的主要技术经济指标见表 9-61。

表 9-61 历年采矿主要技术经济指标完成情况

项 目	年 份							备 注
	1980	1981	1982	1983	1984	1985	1986	
矿房生产能力/t·d ⁻¹	29	35	25	26	26	27	27	
采矿损失率/%	21.9	24.3	14.8	12.2	9.3	16.2	14.4	一次
矿石贫化率/%	26.8	27.3	21.9	18.6	16.1	6.2	8.6	一次
采矿工效/t·工班 ⁻¹	2.56	3.90	5.02	5.70	5.53	5.59	5.19	

上向水平分层胶结充填采矿法有利于控制地压活动,防止地表大面积陷落。但该方法也存在一些问题,如:

- (1) 生产周期较长,矿房生产能力较低,焦家金矿采用该法日产不到 30t。
- (2) 矿量损失较大,焦家金矿的一次采矿损失率为 15.2%,矿石贫化率较高,达 17.8%。
- (3) 充填浓度仍不够稳,充填体强度较低。

9.9.2 新城金矿盘区机械化上向水平分层胶结充填采矿法实例

9.9.2.1 盘区机械化上向水平分层胶结充填采矿法

新城金矿从 1992 年开始试验盘区机械化上向水平分层胶结充填法,取得良好的效果,于 1994 年推广到部分采场。

A 矿床开采技术条件

新城金矿属于蚀变岩型金矿,矿体位于焦家断裂带下盘,或与断裂带直接接触,或相距

较远。两者的走向、倾向和倾角基本一致。断裂面上有厚 5~10 cm 的塑性断层泥,其上盘有厚 10~40 cm 的蚀变强烈的碎裂岩,强度较小, $f \approx 4$ 。断裂带下盘的矿岩稳定性较好, $f = 8 \sim 10$,有时 $f = 12 \sim 14$ 。目前矿山开采 1 号主矿体。其储量占矿山总储量的 60% 以上。矿体赋存在断裂带下盘的黄铁绢英质碎裂岩中,矿体呈透镜体,局部有膨胀和分支复合现象。矿体走向 NE40°,倾向西北,倾角 26°~30°,矿体上短下长,平均长度约 320 m。矿体的厚度为 0.85~28.15 m,其中多为 5~11 m,平均厚度为 7.5 m。矿体品位较高,平均品位为 7.13 g/t,但深部品位逐渐下降。矿体下盘的界线不明显,难以用肉眼鉴别。

B 盘区的构成要素

试验盘区位于 -205 阶段与 -175 阶段之间,段高 30 m。该段矿体水平厚度为 15~50 m,平均 33.5 m,盘区沿走向布置,长 65 m。盘区矿量为 182676t,矿石平均品位为 12.56 g/t。阶段划分 3 个高 10 m 的分段,分段分成 3 个高 3.3 m 或 3.4 m 的分层回采。盘区底部做人工底柱,上部留 3 m 的顶柱。

盘区内沿矿体走向划分 8 个采场,其中 1 个 10 m 宽和 3 个 8 m 宽的一步骤回采的采场;1 个 10 m 宽和 3 个 7 m 宽的二步骤回采的采场(见图 9-83)。

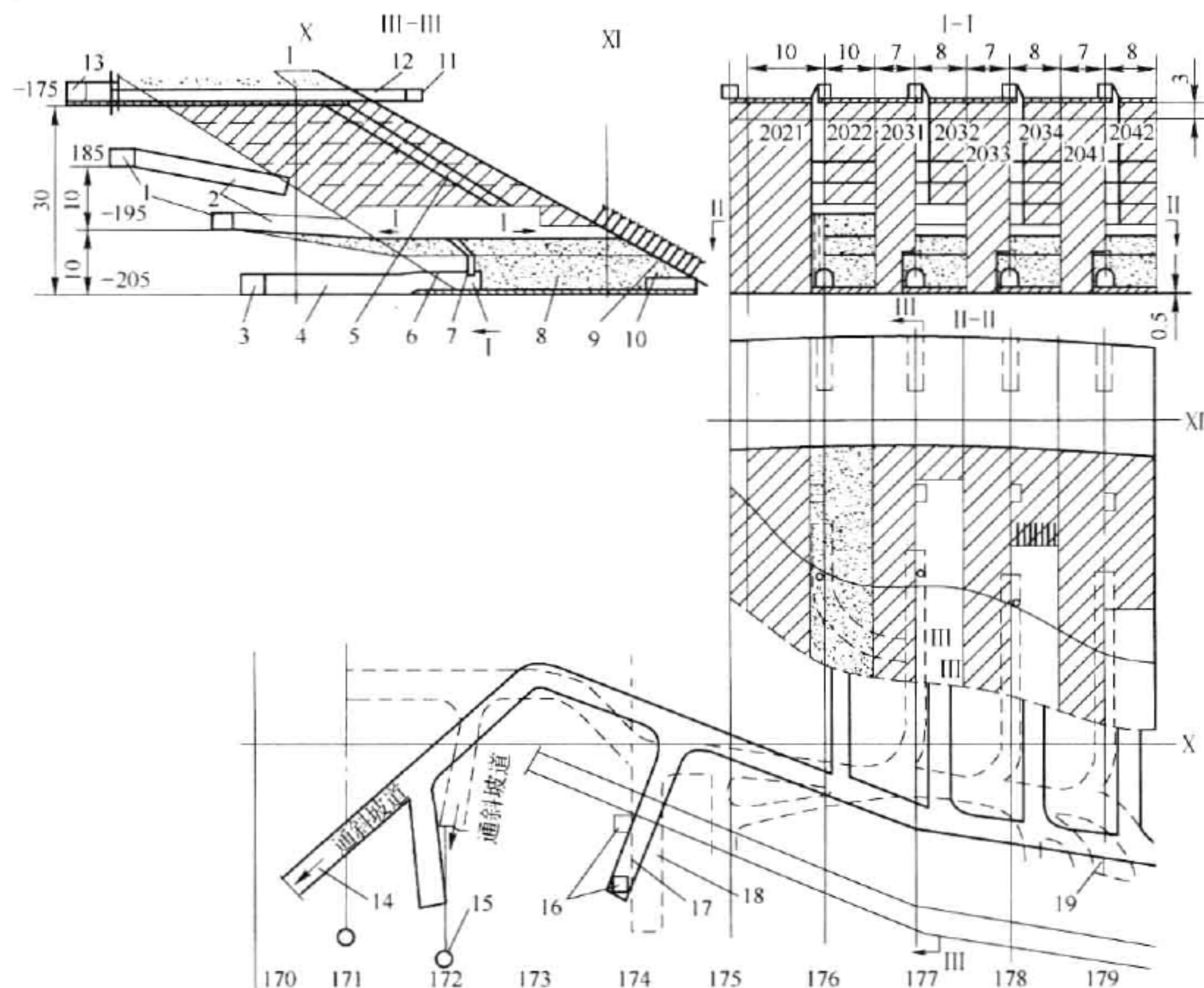


图 9-83 盘区机械化上向分层胶结充填法盘区布置图

1—分段平巷;2—分层联络道;3—-205 阶段运输平巷;4—扩帮穿脉;5—充填回风天井;6—泄水进风天井;7—下盘假巷;
8—钢筋混凝土假底;9—锚杆金属网;10—上盘小假巷;11—-175 阶段回风平巷;12—回风穿脉;13—-175 阶段平巷;
14—分段联络道;15—主溜井;16—盘区储矿溜井;17—溜井联络道;18—装矿平巷;19—分段平巷泄水井

C 采准布置

由于二期工程未竣工,主溜井尚无法利用,故在矿体的下盘围岩中布置一条贮矿溜井。

分段平巷布置在距矿体 20 m 的下盘围岩中。经分段联络道与主斜坡道相联,经溜井联络道与溜井相联,经采场分层联络道(上坡及下坡的坡度均为 20%)与各分层相通。

在一步骤的采场内,靠二步采场边界处布置一条通风充填天井,一步骤回采时,靠二步采场边界架设顺路脱水井,并作为二步回采时的回风充填天井。将盘区内 -205 阶段的探矿穿脉的下盘脉外部分的断面刷大到 $3.5\text{ m} \times 3\text{ m}$,作为下切割层的回采巷道及采场回采时的通风及泄水通道。采准比为 6.91 m/kt 。

D 回采

a 回采顺序

整个盘区分三步回采。用上向水平分层胶结充填采矿法同时回采 4 个一步骤采场。回采到顶柱时充填接顶;再用上向水平分层尾砂充填法,同时回采 4 个二步骤主采场。回采到顶柱时充填接顶;最后用进路充填采矿法回采顶柱。

在正式开采采场时,有 4 个采场分别同时进行落矿、出矿、支护和充填等。从而便于管理和有利于强化开采,提高设备的利用率和盘区的生产能力。

为了减少矿石的损失和贫化,盘区不留矿石底柱,从 -205 阶段水平开始回采。切割层高 6 m,分两次落矿。在构筑人工假底和假巷后,再开始切割层的充填。

b 落矿

凿岩采用法国塞柯玛公司的 MERCURY 14-1. F 型凿岩台车,配 HYDRISTA300 型液压凿岩机。最大孔深为 3.9 m,最大凿岩高度为 5.8 m。钎头直径为 38~43 mm,凿岩效率为 35~45 m/h。

采用水平炮孔落矿,由采场下盘向上盘推进。工作面顶部距充填面高度约为 5 m,落矿高度为 3.3~3.4 m,孔深为 3.9 m。炮孔采用梅花形布置,排距为 0.5~0.6 m,炮孔间距为 1.2~1.4 m。帮孔和顶孔采用控制爆破,其孔间距为 0.8 m。一次爆破炮孔总计 50~60 个,台车需工作 5~6 h。

使用 2 号岩石炸药,人工装药,非电导爆管毫秒或半秒差雷管起爆。一般炮孔连续装药,装药密度为 0.65 kg/m ,孔内装两个起爆药包。帮孔分两段间隔装药,两段之间的空间留 0.8~0.9 m,每段药各装一个起爆药包,装药密度为 0.46 kg/m 。顶孔和二步采的帮孔分三段装药,炸药间隔 0.7~0.8 m,装药密度为 0.35 kg/m 。一次爆破炸药单耗为 0.419 kg/t ;包括二次破碎则为 0.65 kg/t 。每次爆破落矿量为 260 t 或 330 t。

c 通风

采场通风依靠矿山通风系统所形成的负压来完成。新鲜风流由 -205 阶段运输平巷经探矿穿脉、下盘假巷和脱水井进入采场以及经由斜坡道、分段联络道、分段平巷、分层联络道进入采场。污风由充填回风天井排至上阶段的上盘回风巷道中。

d 矿石运搬

使用芬兰汤姆洛克公司的 TORO-250BV 型柴油铲运机进行采场矿石的装运作业。该铲运机在运距为 100~120 m 时,生产能力为 60~70 t/h,班装运能力为 300~350 t。

由于 -250 阶段尚未形成矿石提升系统,故铲运机从采场运出的矿石直接卸入载重

11.8t 的 MT413 型自卸式井下柴油卡车上,再由卡车或从斜坡道经 2.5 km 的运距直接运到地面。或经 800~900 m 的运距倒入-175 阶段提升斜井的装矿井中。当运往地表时,每辆车的实际运输量为 60~70 t/班,两台车每班可运 120~130 t 矿石。目前盘区的生产能力受到卡车运输能力和斜井提升能力的限制。

e 顶板管理

采场顶板管理有以下三项措施:

- (1) 落矿时的顶孔及帮孔采用控制爆破;
- (2) 用管缝式锚杆支护不太稳定的区段;
- (3) 对暴露出的断裂面用管缝式锚杆及金属网及时给予支护[锚杆长 2 m,网度为(0.8~1.0)m×(0.8~1.0)m];金属网的金属丝直径为 2.3 mm,网度为 100 mm×100 mm。

f 充填

一步采场用 1:10~1:15 的灰砂比的胶结充填料充填。使用现有的充填系统制备成 65% 的水泥砂浆,经管路自溜充填。二步采场用分级后的沉砂充填。

各采场充填完毕后,均用 1:4 灰砂比的水泥砂浆浇面,其厚度约为 0.4 m。

分层后,上排联络道,或用挑下的废石堆筑充填挡墙,或用装有尾砂的编织袋垒筑挡墙。并在挡墙采场侧铺麻布片进行封闭,以防跑浆。对于每分段的最上分层,则需在分层联络道与分段平巷的交叉口处用木材构筑密闭隔离墙。

E 主要技术经济指标及结论

(1) 在试验盘区中得到的各项技术经济指标(见表 9-62)。

表 9-62 主要技术经济指标

名 称	指 标	名 称	指 标
盘区生产能力/t·d ⁻¹	300	采矿损失率/%	10
采矿工效/t·工班 ⁻¹	14~19	矿石贫化率/%	10
凿岩台车效率/t·台班 ⁻¹	130~170	铲运机效率/t·台班 ⁻¹	130~170

(2) 结论:

- 1) 盘区机械化上向胶结充填采矿法是一种高效率的采矿方法,适合于新城金矿的开采技术条件,应大力推广应用;
- 2) 盘区生产能力得到了很大的提高,尽管受到了开拓工程未竣工的限制,亦达到了 300 t/d,与凡口铅锌矿相比,完善运输条件后,还有进一步提高的潜力;
- 3) 劳动生产率得到了大幅度提高,达 14~19 t/工班;
- 4) 由于机械化程度的提高,改善了劳动条件,因而提高了开采强度,使安全程度也得到了提高。

此外新城金矿为减少底柱损失而应用了人工底柱上向分层胶结充填采矿法,也取得了较好的效果。

9.9.2.2 盘区上向高分层连续回采胶结充填采矿法

为了充分、合理地利用矿产资源,多年来新城金矿与国内多家研究院所和高等院校合作,进行了不懈的努力,取得了丰硕的成果。为了进一步降低采矿损失与贫化指标,提高采场生产能力,以适应新城金矿二期改扩建工程生产规模的需要,提高企业的经济效益。同时为与新城

金矿床开采技术条件类似的黄金矿床,以及其它各类矿山的矿床开采使用了一种安全、高效、高回收率并利于地表保护的采矿方法——盘区上向高分层连续回采胶结充填采矿法。

A 矿床开采技术条件

盘区上向高分层连续回采充填采矿法主要应用于新城金矿床 I 号矿体。I 号矿体形态单一,比较完整,大致呈连续的扁豆体。矿体向南西方向侧伏,侧伏角 45° 。矿体平均走向 40° ,倾向北西,倾角 $26^{\circ} \sim 30^{\circ}$,平均厚度 7.72 m,平均走向长 320 m 左右,平均品位 8.20 g/t。矿体赋存于断裂构造带中。矿体上盘主要为碎裂岩,其次有角砾岩和断层泥。碎裂岩强度低,岩石硬度系数 f 值为 4~6,属中等和尚坚固岩石。上盘岩石蚀变强烈时,内部连结微弱,甚至无连结,松软易碎,很不稳定。其中断层泥为塑性体,压缩紧密,不透水,但强度很低,容易变形和滑动。矿体底板和部分矿体为绢英岩化花岗闪长岩,强度较高,岩石硬度系数 f 值为 11~12,属很坚固矿岩。但矿岩中裂隙比较发育,裂隙纵横交错。裂隙细小闭合,岩块相互嵌合,稳定性较好;但一些较大的裂隙往往胶结程度较差,其互相交会,在采场顶板形成倒楔形体时,容易造成冒顶。矿体上盘矿岩界线清楚,上盘围岩不含品位;矿体下盘矿岩边界呈渐变关系,需靠取样化验确定。矿区属水文地质条件简单矿床。主构造面上的断层泥是地表水下潜的天然屏障,坑下充水主要来源于大气降水。矿区地面有烟滩公路穿过,又有人口稠密的村镇,土地肥沃的良田。地表需要保护,不允许陷落。

B 盘区构成要素

垂直矿体走向布置采场。每 8 个采场组成一个盘区。盘区内每 4 个采场为一组,共两组(其组数可根据矿体开采条件适当扩大)。每组采场中,有 1 个采场为纯一步采;有 2 个采场介于一步采与二步采之间,即采场的一边为原生矿石,另一边为胶结充填体,以上三个采场在回采空间顺序上呈“品”字形,形成一免压拱;只有 1 个采场为两步采。

采场和矿柱宽度 8 m,分层高度 5 m,一步采场超前准一步采场两个分层。一步和准一步采采场宽度为 8 m,二步采采场宽度为 7 m,则盘区长度为 62 m。矿块高度与二期工程的中段高度相同,为 50 m。按 6.8~11.6 m 的间距将盘区全高划分为 5 个分段。顶柱高 2.7 m,采用钢筋混凝土人工假底,不留矿石底柱,具体采矿方法图见图 9-84。

C 采准布置

为与新城金矿目前的开拓系统相适应,采用下盘脉外采准,采用设置五个分段采准方案,即每分段承担 2 个分层的回采是采准工程量最小的方案。采用 $3.5 \text{ m} \times 3.075 \text{ m}$ 断面,形状为三心拱。

每一个采场,均布置一条采场联络道,沟通采场和分段平巷,向下的采场联络道采用掘进方式形成,向上的联络道则在向下的采场联络道顶板上挑形成,采场联络道布置在中心线上,三心拱断面规格为 $3.2 \text{ m} \times 2.8 \text{ m}$ 。每两个矿块共用一条通风充填井,设置于相邻矿块中较晚一步回采的矿块中,充填井断面长轴平行于矿体走向,但由于矿体上盘较为破碎,故充填井位于上盘矿岩界限 5 m 内,规格为 $1.6 \text{ m} \times (2.5 \sim 3.0) \text{ m}$ 。每两个采场共用一个泄水井,泄水井采用方木和木板顺路垂直向上架设而成。断面 $1 \text{ m} \times 1 \text{ m}$,泄水井布置于超前矿块中,滞后回采采场充填的时候,由脱水笼脱出的水经预先埋设滤水管通过设于一步采的泄水井排出。

上盘回风道位于矿体上盘,沿走向布置,三心拱断面规格 $2.3 \text{ m} \times 2.0 \text{ m}$ 。通风联络道与下采场回采时的通风充填井和上盘回风道沟通,每两个采场布置一个,断面规格为 $2.3 \text{ m} \times 2.0 \text{ m}$,三心拱断面。

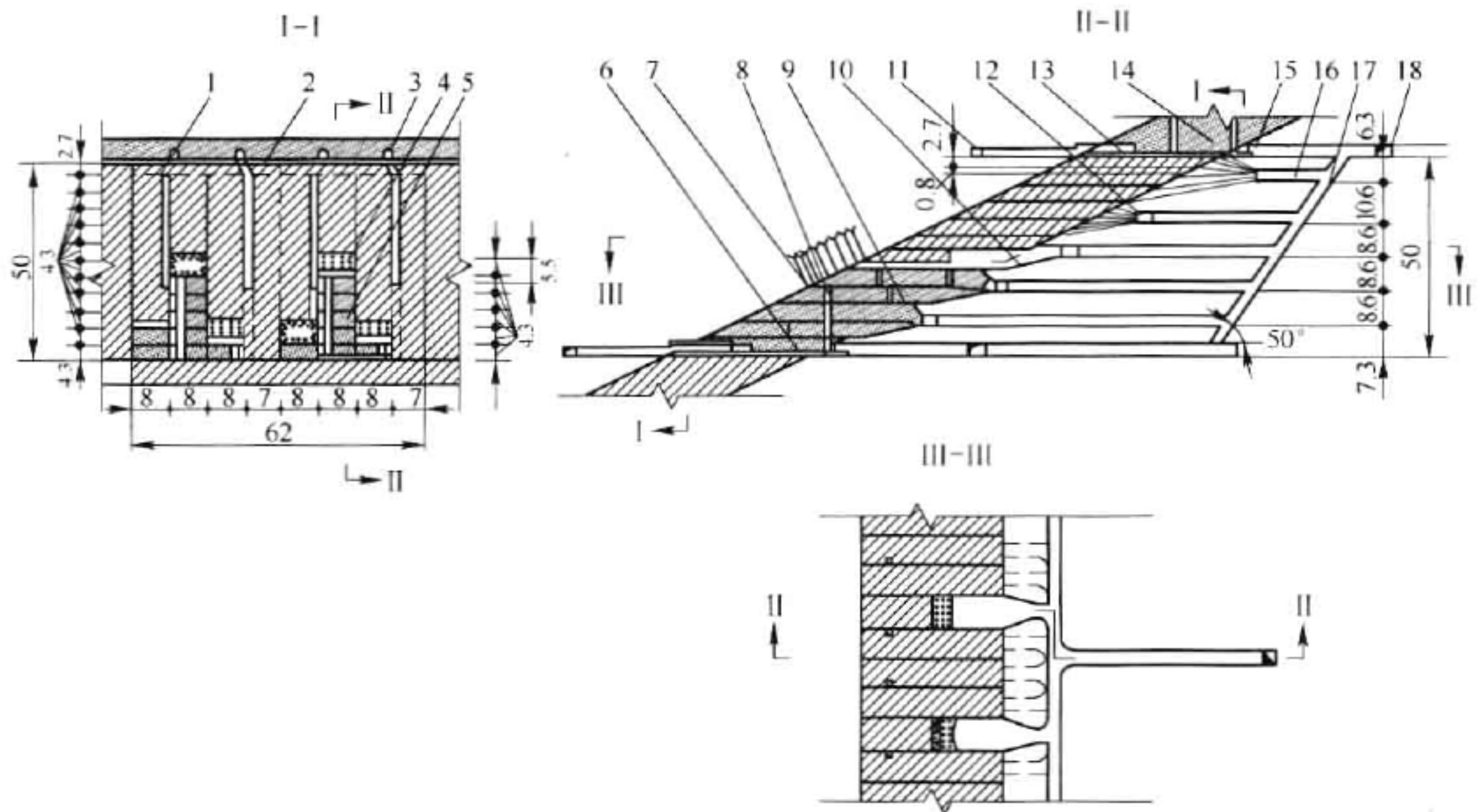


图 9-84 盘区上向高分层连续回采充填采矿法布置图

- 1—通风联络道;2—通风充填井;3—矿柱;4—凿岩炮眼;5—胶结层;6—钢筋混凝土假底;7—锚杆;
8—泄水井;9—人工隔墙;10—分层联络道;11—上盘回风道;12—分段巷道;13—人工假巷;
14—胶结充填体;15—泄水通道;16—溜井联络道;17—溜井;18—中段运输巷道

D 回采工艺

a 回采顺序

整个盘区的 8 个矿块分为两组,每组 4 个矿块中,前 3 个矿块为一步或准一步采,只有最后一个矿块为二步采。3 个一步和准一步矿块中,中间一个矿块超前其余两个相邻矿块回采,使 3 个一步采矿块的回采顺序呈“品”字形,在空间上形成一个免压拱。中间一步采矿块超前两侧的准一步采矿块的最小距离(分层数)与主应力的方向和大小有关。数值计算结果表明:分层高度为 3.3 m 时,中间的一步采矿块超前两侧的准一步采矿块 3 个分层的高度回采;分层高度为 5 m 时,中间的一步采矿块超前两侧的准一步采矿块两个分层的高度回采,可以使围岩处于稳定状态,保证回采的安全。

b 落矿

凿岩采用法国塞柯玛公司制造的 MERCURY-14 型全液压单臂凿岩台车,台车配套使用的钻具:钎杆长 4.3 m、断面为对角线长 32 mm 的六角边形、钎头为直径 40~43 mm 的柱齿形。爆破使用 GB12437-90 工业粉状铵梯炸药。炮眼炸药装入非电半秒差导爆管,使用 8 号纸质火雷管引爆。

采场落矿使用单臂凿岩台车钻凿水平炮眼,炮眼深度一般为 3.8~3.9 m。工作面炮眼分为普通落矿眼及控制爆破眼。普通落矿眼的眼距及抵抗线较大;控制爆破眼眼距及抵抗线较小。控制爆破眼包括采场顶眼及两帮帮眼。采场所有炮眼钻凿完毕,用人工装入卷状炸药。普通落矿眼连续装药,眼口有一段距离不装药,控制爆破眼分两段空气间隔装药,空气间隔距离 1.2~1.5 m。普通落矿眼使用分段导爆管,也有使用同段导爆管;而控制爆破眼,不分顶板炮眼或两帮炮眼,均使用同一段导爆管。由于采场落矿炮眼较多,一般分左、右

两组导爆管连续,每组用黑胶布连接两个导爆管,再用两个导爆管把左、右两组导爆管连接在一起,最后,用黑胶布把两个火雷管与导爆管连接。采场爆破使用人工点燃导火索而引爆。

c 通风

采场通风是利用矿山通风系统所形成的压力差来完成的。一般来说,新鲜风流由主斜坡道进入-205 m中段,或-195 m、-185 m分段平巷,再从中段或分段平巷通过采场联络道进入采场,清洗工作面后的污风经采场回风充填井,排到-175 m上盘通风联络道,进入-175 m上盘回风平巷,再经南、北通风斜井,排入地表大气中。采场爆破及掘进爆破作业,一般在规定时间内进行:即每个工作班下班前1h,为允许时间;在这段时间内爆破,经过1个多小时通风之后,采场污风可排除干净,不影响下个工作班作业。

d 矿石运搬

采场矿石装载采用芬兰泰姆洛克公司生产的TORO-250BO型柴油铲运机,斗容 2.7 m^3 ,额定装运量为4.5t。在正常生产条件下,单程运距分别为50 m、75 m、100 m、125 m、150 m时,经实测标定的理论台时生产能力分别可达89 t、76 t、68 t、61 t、57 t。因试验采场在-205 m中段北端,所有生产矿石均需经由主斜坡道运至-175 m中段12号溜矿井,运距超过700 m以上。所以,采场铲装矿石,需与地下运矿卡车相配套。新城金矿使用的MT-413型柴油自卸卡车,为美国瓦格纳公司生产,半堆装斗容 6.7 m^3 ,额定载重量11.8t,当运距为650~700 m,1台铲运机配1台或两台卡车运矿时,其理论台时生产能力分别为40t和34t。采用1台铲运机配两台卡车运矿的配置方式,在排除其他故障影响前提下,是一种最优的配置方式。此时,无论是铲运机还是运矿卡车,均处于最佳的载荷运转状态,铲运机和卡车之间相互等待时间最短,达到了最大的生产能力。

e 充填

采场充填骨料为含泥量(粒径小于 $37\text{ }\mu\text{m}$)小于15%的分级尾砂,胶结材料为强度等级32.5普通硅酸盐散装水泥。充填材料配比为:一步采场包括纯一步采、准一步采及顶柱回采的一期进路采场,灰砂比为1:10;二步采场全部用分级尾砂充填;一、二步采采场的浇面层灰砂比均为1:4。

E 主要技术经济指标及结论

“九五”攻关科研课题新城金矿复杂开采条件矿床采矿方法研究所确定的机械化盘区上向高分层连续回采充填法,经过近三年的现场工业试验和一年多来矿山推广应用,可以得出如下结论:

(1) 在新城金矿I号矿体开采技术条件下,采用高分层品字形连续回采工艺,经过数值模拟试验条件的详细反复计算,证明其采矿方法是合理的,经工业试验证明,工艺是成功的。经联机检索该技术填补了同类开采技术条件矿床的技术空白,属于首创。为新城金矿和同类开采技术条件岩金矿山或其他金属矿山,提供了一种生产能力大、经济效益好、技术先进、生产安全的采矿方法。

(2) 盘区采场生产能力一般为200~260 t/d,采场劳动生产率17.2~23.1 t/工班;采矿总损失率5.04%~5.76%;矿石总贫化率5.98%。

(3) 新城金矿过去采矿方法即机械化盘区上向水平分层胶结充填采矿法的分层回采高度3.3~3.4 m,而试验采场作业分层回采高度可达4.2~4.5 m,作业分层回采高度提高,既

可提高采场生产能力,又可提高采场采矿作业强度,既可减少采矿损失,又可降低矿石贫化,并且与过去回采作业相比,可节省大量采准工程及浇面水泥消耗。对提高矿产资源利用率,提高入选矿石品位,增加企业效益大为有利。

(4) “品”字形采场连续回采技术,不但增加盘区中同时回采采场数目,而且能够提高盘区生产能力。与过去隔一采一方案相比,即大大减少了二步采采场数目。由新城金矿多年生产所总结的经验教训可知,二步采采场由于受相邻采场矿岩爆破震动而矿岩强度降低,同时由于相邻采场充填脱水渗透使节理裂隙强度降低,从而降低了采矿效率,增加了临时锚杆支护费用,并常引发片帮冒顶等不安全事故。开展连续回采的目的,很大程度上是要减少盘区二步采采场数量,以便充分发挥无轨设备作业的优越性。

(5) 采场凿岩爆破参数优化试验研究中,通过采用正交试验设计方法,从增大药卷直径入手,相应改变最小抵抗线和炮眼距离,经试验,所推荐的凿岩爆破参数与过去方法相比,减少了凿岩眼数 38% 左右;凿岩时间缩短 36%,同时也减少了采矿单位炸药消耗量 44.7%,并且,增大每个炮眼担负的爆破面积,相应使每米眼崩落矿石量增加了 97.69%,尤其是大大地降低了采场落矿大块率(降低 50%),对降低采矿成本、提高设备效率、减少能源消耗以及增大采场生产能力,均有较大作用。

(6) 通过对无轨设备进行优化配置,可充分发挥无轨设备的效率,缩短井下作业循环时间,提高设备利用率,实现矿山矿石产量大幅度增长。

9.9.3 蚕庄金矿连续回采上向分层充填采矿法实例

蚕庄金矿试验倾斜矿房连续回采上向分层充填采矿法。

9.9.3.1 矿床开采技术条件

蚕庄金矿上庄矿区位于掖县—黄县断裂,即焦家—望儿山断裂的西南段。矿床赋存于构造破碎蚀变带中,严格受断裂带控制。区内有 5 条矿体,其中Ⅱ号矿体为主要工业矿体,位于主断裂面上盘,产状与断裂面基本一致,走向北东 $30^{\circ} \sim 40^{\circ}$,倾向北西,倾角 $37^{\circ} \sim 40^{\circ}$ 。矿体和围岩分为中心碾压带、上下盘松动带和围岩完整带。中心碾压带以主裂面断层泥为中心,上下厚 10 ~ 35 m。为矿体本身和直接顶底板,蚀变强烈,岩石破碎。上下盘松动带岩石为矿体的顶板或底板,岩石节理裂隙较发育,围岩完整带岩石未受构造破坏,坚固完整。矿区岩体主要受 3 组不同产状,且规模较大的结构面控制。当采场的几何形状、巷道走向与这些结构形成不利组合时,不同规模的冒顶、片帮就可能发生。

矿石为黄铁绢英岩化碎裂花岗岩,上盘围岩为黑云母花岗岩,下盘为似斑状花岗闪长岩,围岩蚀变强烈,矿岩界线不清,由蚀变逐渐过渡。夹石主要分布在上部矿体分支部位,厚度 2 ~ 5 m。矿区水文地质条件简单,地下水主要为裂隙滴水。

试验地段在该矿区六中段 360 ~ 364 勘探线之间的Ⅱ号矿体中,赋存标高 - 79 ~ - 109 m。矿体位于主断裂面上盘,呈透镜状。矿体沿走向及倾向膨缩分支现象明显。厚度变化大,六中段水平厚度 12 m,五中段水平厚度 50 m,呈下薄上厚形态。矿石品位 7.84 g/t,品位变化与厚度变化呈正消长关系。

9.9.3.2 试验方案确定与特点

国内采用水平分层充填法的矿山,大多数采用矿房、矿柱两步骤回采,一般第一步骤回采矿房,胶结充填;第二步骤回采矿柱,尾砂充填。这种工艺的优点是同时回采矿房数量多,

有利于提高矿区生产能力,第二步回采矿柱采用尾砂充填,可降低充填成本,缺点是对胶结充填体强度要求高,第二步回采矿柱时,两侧已采矿房对矿柱影响大,顶板稳定性差,回采难度大。

根据矿体赋存条件,借鉴国内外矿山开采的成功经验,通过技术经济和综合分析比较。并应用于灰色系统优选采矿方法,确定采用下盘斜坡道采准、倾斜矿房梯段式连续回采上向水平分层充填采矿方法作为采矿试验方案。其主要特点是:

(1) 采用下盘斜坡道采准方式,便于无轨设备进出采场。根据矿区实际装备水平,配备美国瓦格纳矿山设备公司生产的 EHST-1A 型电动铲运机出矿。

(2) 应用岩石力学测试成果,矿房长轴方向与上盘原岩最大主应力方向基本平行、即垂直矿体走向布置,有利于采场回采时顶板稳定。对矿岩稳固性进行分类,采用分级支护,采场内运用控制爆破,长锚索和短锚杆联合控顶技术,可达到安全生产的目的。

(3) 矿房垂直投影方向倾斜布置,倾斜角度 70° ,可避免和减少相邻矿房搭接处不稳定岩体的冒落,并且采场顶板上方凸出矿石可以支承于先回采矿房的充填体上,矿房顶板由原来的“悬臂梁”受力状态改变“简支梁”,有利于顶板稳定。同时,因矿房倾斜 70° ,可改善充填体的受力状况,提高了充填体的自立稳定性,有利于降低水泥消耗。

(4) 矿房采用梯段式连续回采方式,避免二步回采矿柱时带来的一系列问题。在回采矿房过程中,一侧始终是原岩实体,均衡了两步骤回采方式中矿房与矿柱的矿岩稳固条件,有利于采场顶板控制。

9.9.3.3 矿房构成要素

按采矿试验方案,下盘内布置脉外斜坡道采准,中段高度 30 m,共布置 4 个分段,分段高度 6 m。每分段三个分层,分层高度 2 m。为了运输卸矿方便,暂留底柱 5 m。矿房垂直矿体走向布置,矿房跨度 7.5 m,长度为矿体水平厚度。矿房从矿体一翼向另一翼退采,在垂直投影方向呈 70° 倾斜布置。矿房回采顺序为梯段式连续回采,矿房之间搭接高度不小于 6~8 m。其总体布置见图 9-85。

9.9.3.4 采准与切割

采准巷道主要布置在下盘岩石中,包括采区斜坡道、分段平巷联络道、分段平巷、分层联络道、溜井、通风人行泄水井等工程。

在六中段 360~364 勘探线之间,利用原有的穿脉及 360 线天井,距矿体底板水平约 20 m 的下盘岩石中,掘进连通上下中段水平的折返式采区斜坡道。斜坡道断面规格 $2.8\text{ m} \times 2.5\text{ m}$ (宽 \times 高),坡度 20%。在不同标高斜坡道侧帮,分别向矿体方向掘进分段平巷联络道,在距矿体底板水平约 13 m 处,平行矿体走向掘进分段平巷,断面为 $2.8\text{ m} \times 2.5\text{ m}$ 。

在分段平巷中向矿体的方向掘进每个矿房本分段的分层联络道。由于分层联络道必须穿过主断层,故须缩小其断面尺寸,并加强支护。分层联络道的规格为 $2.5\text{ m} \times 2.3\text{ m}$ 。回采每个分段时,先掘进下倾的分层联络道,下倾坡度控制在 20%。随着分层回采结束,依次垂直向上挑顶,形成水平或上倾分层联络道。同一矿房每分段的分层联络道错开布置,以保证矿房倾斜 70° 。

为了提高矿房出矿能力和减少矿房之间采准与回采的相互干扰,采用矿房内顺路溜井与脉外溜井结合出矿方式。每个矿房靠近下盘布置一条顺路溜井,溜井由 4 mm 厚的铁板

卷成直径 1.5 m 的铁皮筒倾斜架设而成,溜井角度不小于 50° ,脉外溜井利用原斜坡道掘出硃井,直径 2.0 m。每个矿房靠近上盘布置一条顺路人行泄水井,连通中段探矿穿脉,形成采场通风、人行等通道。

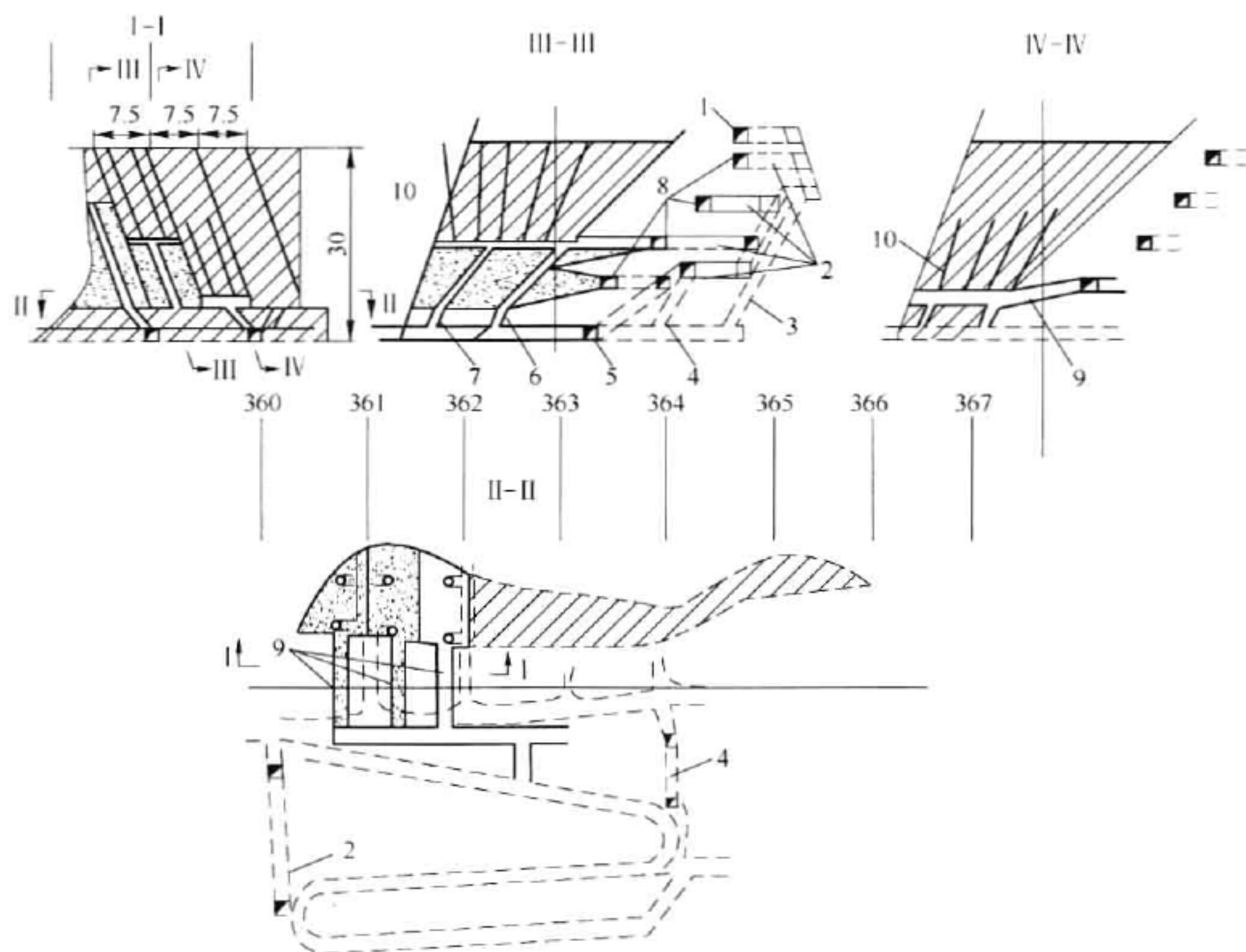


图 9-85 采矿方法总体布置图

- 1—五中段运输平巷;2—第一、二、三、四分段联络道;3—360 线溜井;4—364 线溜井;
5—六中段运输平巷;6—脉内顺路溜井;7—脉内顺路人行泄水井;
8—分段平巷;9—分层联络道;10—长锚索

由于下盘蚀变破碎带围岩稳固性差,且有一组密度大、连续性好的结构面与矿体走向平行,给采准施工带来了较大难度,特别是在掘进斜坡道与其他沿脉巷道的施工过程中,多次发生过不同程度的冒落。为此根据矿岩稳固性,采用不同地段分级支护,运用控制爆破成巷、喷锚网支护、超前锚杆控顶、导洞分步开挖等综合技术,并贯彻采准巷道少掘快掘、现用现掘、掘时必须支护的施工准则,以抑制巷道掘进过久而发生冒落的局面,收到了较好的效果。

矿房采准巷道完成后,进行拉底层切割巷道的掘进。由下倾分层联络道开始,从矿体下盘向上盘掘进切割平巷,断面 $2.5\text{ m} \times 2.3\text{ m}$ 。掘进的矿岩通过脉外溜井或脉内溜井运出。

采准切割工程量为 18 m/kt 或 $102.6\text{ m}^3/\text{kt}$ 。

9.9.3.5 回采

A 回采顺序

试验采场位于六中段 II 矿体西南端,矿房之间回采顺序由矿体一端向另一端连续回采,

相邻矿房呈阶梯形搭接。矿房垂直走向布置,矿房两侧帮向一侧倾斜 70° ,自下而上分层落矿充填。相邻矿房在先回采矿房采充结束三个分层后进行拉底切割作业。在保证满足矿区生产能力前提下,为减少矿房之间采矿、充填的相互干扰,提高矿岩稳定性,尽量加大矿房之间的搭接高度(指先回采矿房充填体表面至后回采矿房顶板之间距离),其搭接高度不应小于 $6 \sim 8 \text{ m}$ 。

矿房拉底层高度 2.3 m ,以切割平巷为自由面,采用浅眼全面拉底,拉底结束后,再用长锚索支护矿石顶板。为了下部中段能回收底柱矿石,在拉底层铺设厚度为 0.5 m 的钢筋混凝土假底。钢筋网度为 $0.25 \text{ m} \times 0.25 \text{ m}$,主筋直径为 12 mm ,垂直矿体走向布置,副筋直径为 10 mm ,沿走向布置。混凝土配比为水泥:砂:石子 $= 1:1.7:3.4$ 。假底必须延伸至上盘岩石内,深度不小于 2 m ;或采用上盘安装间距不大于 0.5 m 的锚杆与主筋焊接,锚固深度不小于 1.5 m 。相邻矿房之间假底钢筋必须焊接起来,焊接长度不小于 0.5 m 。拉底层充填 1 m ,然后进行水平推进落矿作业。

B 落矿

每分层落矿高度 2 m ,最大控顶高度不大于 3.5 m 。凿岩采用 7655 型凿岩机带 FT-160 型气腿,一字型钎头,直径 38 mm ,炮孔深度 1.8 m 。爆破采用 2 号岩石炸药,HS 非电导爆管一次点火起爆。为了缩小松动圈范围,保证顶板相对稳定,矿房落矿应用了控制爆破技术。对顶排炮眼采用光面爆破技术布置,边眼在倾斜 70° 面上按预裂爆破要求布置,其他炮孔眼(称落矿眼)采用大孔距爆破技术,以减少不合格大块产出率。炮孔布置与起爆顺序见图 9-86。

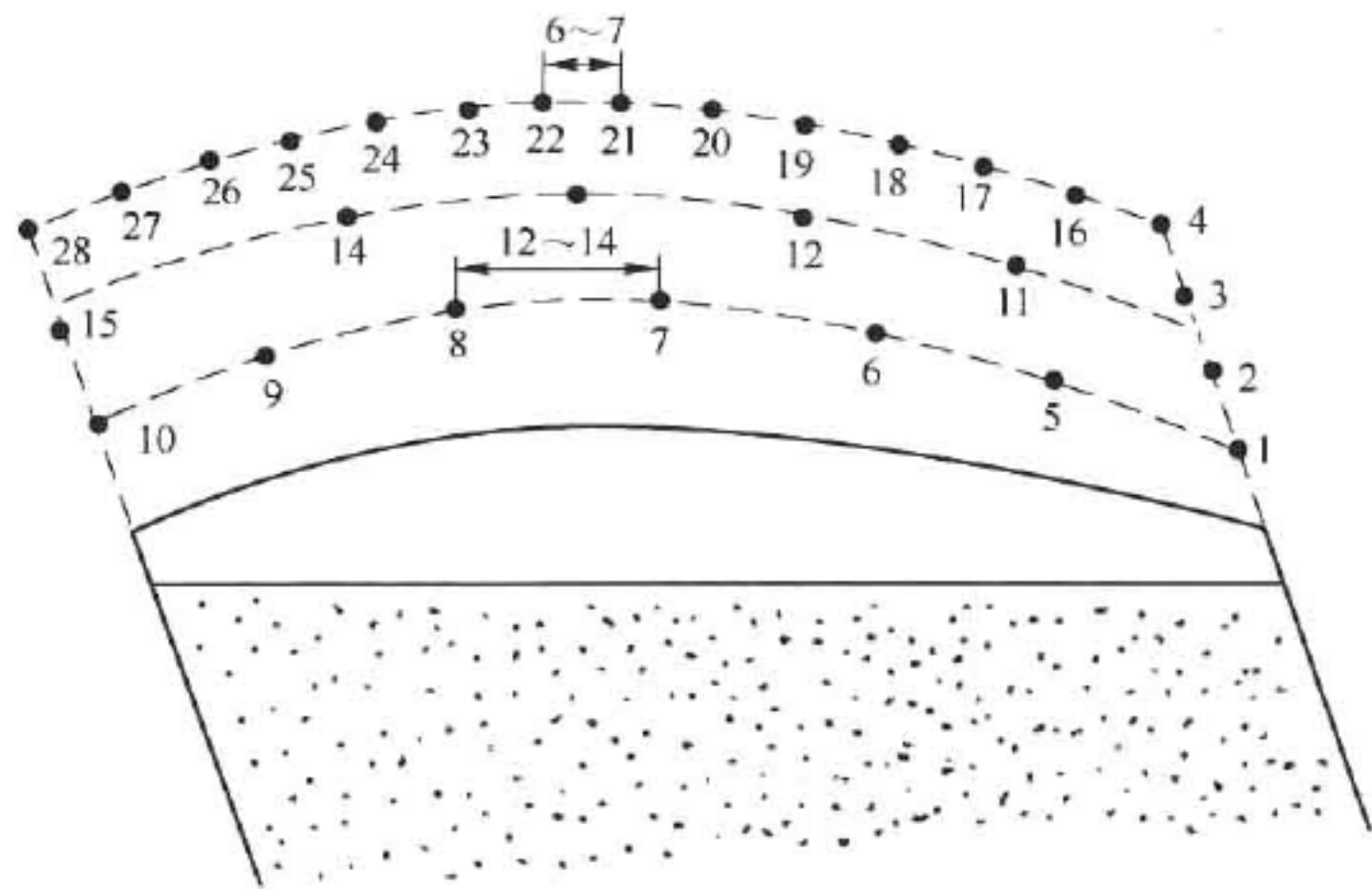


图 9-86 落矿炮眼布置图

炸药单耗为 0.2 kg/t 。落矿后,顶板可见到爆破后残留的半面孔痕,效果明显。

C 采场通风

矿区通风系统为主辅扇多机通风。新鲜风流从下部运输平巷经矿房内顺路人行泄水井进入采场,污风由采场经分层联络道、分段平巷、斜坡道至上中段回风平巷排出。

D 采场矿石运搬

采场矿石运搬设备为美国瓦格纳矿山设备公司制造的 EHST-1A 型电动铲运机,斗容 0.76 m^3 ,电缆长度 80 m ,净载重量 1.36 t ,最大外形尺寸(长 \times 宽 \times 高) $5.55 \text{ m} \times 1.22 \text{ m} \times$

1.63 m。

采场出矿时,矿石从顺路溜井卸出。由于矿体倾角较缓,矿石顺路溜井倾角须保证大于 50° 。回采到上部矿石时,顺路溜井靠近下盘的矿石必须从脉外溜井卸矿。经实测标定,采场中电动铲运机出矿效率为24 t/h。

为了减少采场中二次贫化和粉矿流失,在充填分层后,落矿前,充填表面铺设草袋,架设废钢轨,使钢轨底部宽面向上,间距300~400 mm。这种措施收到了较好的效果。

E 采场顶板控制

根据顶板稳固性的不同,在矿房回采时,采用了长锚索与锚杆联合支护顶板。

用YGZ-90型钻机钻凿锚索孔,钻孔直径55 mm,孔深12 m。锚索用直径19 mm提升钢丝绳,安装前进行除油污处理。砂浆配比为水泥:砂=1:(1~1.2),用灰浆泵注浆,长锚索网度为(2~2.5) m×(2~2.5) m。长锚索排面与矿房倾斜方向平行,每采高8 m,安装一次锚索。

锚杆采用超快硬普通水泥卷锚杆,用作锚索支护的补充措施。杆体为直径16 mm光面钢筋,长度1.6~2.0 m,锚固剂为强度等级42.5普通硅酸盐水泥和硬化剂。锚固网度(1.5~2) m×(1.5~2) m,15 min后锚杆拉拔试验证明,锚固力可达20 kN。

F 充填

采用尾砂胶结充填,灰砂比为1:20。水泥为强度等级42.5硅酸盐水泥。充填料在地表充填站制备后,通过管道自流输送到采场,充填倍线3.13。

采场每分层回采结束后,进行充填准备工作:分层联络道挑顶,砌筑滤水挡墙,架设充填管道,矿房一侧挂金属网与编织布,接长顺路人行泄水井与溜矿井等。

分层充填前,在先回采矿房内与相邻的后上采矿房搭接处一侧,悬挂钢筋网。钢筋网采用直径6 mm钢筋,网度300 mm×300 mm,编织成 1.2 m^2 方形网,悬挂在侧壁上的锚杆,用铁丝连接,相邻网用铁丝扎牢。编织布挂在钢筋网内侧,上向搭接长度不小于0.30 m,这样有利于回采相邻矿房时充填体边帮的稳定和减少尾砂混入及其所导致的矿石贫化。

矿房每回采一个分层,充填一个分层,每分层充填高度与回采高度相同。即采充高度2 m,空顶距控制在1 m。充填时先放引流水,排至泄水井。当引流水变浊时开始进行采场充填。顺路人行泄水井用3 mm铁板卷成直径1 m的铁筒,随着回采分层的上升架设而成,每节铁筒上割出4~6个宽10 mm,长200 mm的条形孔,充填前用草袋或麻袋将其整个包裹起来,铁筒之间用电焊接牢。充填期间由上盘向下盘后退式移动充填管路,以保证充填体表面平整。

G 上中段底柱回采和边角矿体回采

当矿房采完四个分段矿石后,到达上中段底柱运输巷标高,此时尾砂胶结充填要接顶。利用上中段原穿脉巷道用上向进路充填采矿法回收上中段底柱,以原有穿脉巷道扩帮作为进路联络道,从上盘开掘沿脉进路,断面尺寸3 m×3 m,回采顺序为上盘退采,根据矿体水平厚度大小,可分若干个区段分别开采进路与进路之间连续矿体。

由于矿房倾斜 70° ,先采矿房布置于矿体的一端,其下部,尚有部分三角矿体,在矿房回采时,必须同时考虑回采这部分矿量。这样矿房跨度加大了,在加大处,需砌筑混凝土墙或留低品位矿石矿柱,以保证回采作业安全。

9.9.3.6 评价

该方法经试验矿块的回采,取得了良好的成效,其主要技术经济指标见表9-63。从表9-63中可以看出,采场生产能力与一般的上向分层胶结充填法相比,提高了3倍多,采场工人劳动生产率亦得到了很大的提高,而损失贫化指标有所降低。该方法的技术管理要求较严,工艺较复杂,不易推广。

表 9-63 主要技术经济指标

项 目	指 标	项 目	指 标
采场生产能力/t·d ⁻¹	105.5	采矿损失率/%	5.52
采矿工效/t·工班 ⁻¹	7	矿石贫化率/%	8.95
铲运机出矿效率/t·h ⁻¹	24	采矿直接成本/元·t ⁻¹	13.92

9.9.4 分段凿岩阶段矿房嗣后胶结充填采矿法

湖北三鑫金铜股份有限公司(原湖北黄石鸡冠嘴金矿,以下简称三鑫公司)开发鸡冠嘴与桃花嘴两座矿床,主矿体都为铜金铁硫多金属共生,属铜金铁矽卡岩型矿床。矿体厚大陡倾斜,地表不允许陷落而使用充填采矿法,过去留下大量矿柱回收时导致采矿总损失率偏高。为解决此问题开展采矿方法试验研究,使用分段中深孔落矿阶段空场嗣后胶结充填法回采矿房及上向水平高分层充填法回采矿柱相结合,经过数年的试验研究圆满成功并达到预期效果。

9.9.4.1 分段中深孔落矿阶段空场嗣后胶结充填采矿法

A 开采技术条件

三鑫公司开采铜金铁硫多金属共生矿床,矿石工业类型属铜金铁矽卡岩型矿石。鸡冠嘴矿床由Ⅰ、Ⅱ、Ⅲ、Ⅳ等4个工业矿体群组成,面积0.25 km²,最大控制深度902 m;桃花嘴矿床由Ⅰ、Ⅱ、Ⅲ等3个工业矿体群组成,面积0.12 km²,最大控制深度935 m。

矿体埋藏于大冶湖围垦区下面,地面为纵横交错的灌渠及良田,赋存于下三叠统大冶群第五~第七岩性段的浅灰色、黄褐色灰质白云石大理岩中,也在石英正长闪长玢岩与大理岩接触的大理岩捕虏体中。鸡冠嘴矿体总体走向EW,倾向NW,倾角70°~84°,主矿体走向长500 m,厚度5~40 m;桃花嘴矿体总体走向NE10°~30°,倾向NW,倾角75°~82°,主矿体走向长550 m,厚度6~54 m。

a 鸡冠嘴矿区

地质构造复杂程度属中等。矿体顶底板围岩,随各矿体赋存部位不同,其岩性有较大差异,赋存于大冶群碳酸岩地层层间的矿体如Ⅰ、Ⅱ、Ⅲ、Ⅳ矿体大部分,其顶底板围岩主要为大理岩和白云质大理岩,部分矽卡岩。矿体和围岩一般较稳固,局部透辉石矽卡岩、黏土蚀变侵入岩和构造破碎带等则松软破碎、稳固性差。该矿床水文地质条件属中等偏复杂的岩溶充水矿床类型。

b 桃花嘴矿区

矿体与矿石类型构造复杂,很难分采。其上部母岩为角砾岩,一般胶结较好,但局部为黏土侵入岩、矽卡岩角砾使矿体软硬不均且稳固性中等,总体自上而下完整性与强度逐渐变好,中下部多为致密坚硬的块状矿石,稳固性良好。矿体顶板围岩主要为变质岩类,以4~6

线为界,西部以接触变质的矽卡岩类为主,稳固性稍差;东部由坚硬的碎裂结构角砾岩组成的地段稳固性较好之外,其余地段可能发生强塑性变形。底板围岩以坚硬的块状结构矽卡岩为主,暴露后易风化且垮落。该矿床属中等的岩溶充水矿床类型。并应指出,两矿床均处于大冶湖围垦区之下,不允许陷落。

B 采矿方法沿革与存在的主要问题

a 采矿方法沿革

三鑫公司自 1992 年投产以来,一直使用各种充填采矿法,先后曾应用过的有:

(1) 垂直分条倾斜分层充填采矿法。它适合一期倾斜厚大矿体回采,主要缺点生产效率低,充填工艺复杂,现已被淘汰。

(2) 垂直分条分段空场嗣后充填连续回采采矿法。其适应倾斜厚大矿体(下盘设置漏斗),又适合陡倾斜矿体的回采。该方法中深孔落矿,但由于连续回采对充填体强度要求较高,容易造成大量采矿损失与贫化,现在很少使用。

(3) 无底柱分段空场嗣后充填采矿法。无底部结构,所以生产效率较低,分段空场出矿安全条件较差,二步回采时要求充填体强度较高,损失率高,目前应用不多。

(4) 浅眼留矿嗣后充填采矿法。它主要用于陡倾斜薄矿体,但与两采区主矿体赋存条件不一致,其使用条件受到限制,现主要用于边角盲矿体回采作业。

(5) 有底柱分段中深孔落矿嗣后阶段充填采矿法。为现阶段主要的采矿方法之一,占采出矿量 50% 左右,主要用于矿房回采。

(6) 上向水平高分层充填采矿法。也为现阶段的主要采矿方法之一,占出矿量 40% 上下,主要用于矿壁(柱)回采作业。

b 存在的主要问题

存在的主要问题有:

(1) 充填质量问题。矿山生产初期采用单管输送尾砂胶固充填工艺,以全水胶固材料作固化剂,脱泥分级尾砂作充填骨料,1998 年二期工程新充填站建成后也一直使用该工艺方法。由于胶固料性能不稳定,加之充填系统达不到设计要求,长期以来充填质量分数浓度、灰砂比远未达到技术标准,充填体强度低,直立性很差,不能满足生产需要并给矿柱回收增大难度或造成较大采矿损失,一般在矿柱采场回采时边部留 1.5 ~ 2.0 m 矿壁,致使矿柱的损失率达 30% 以上。

(2) 厚大矿体采矿方法问题。分段中深孔落矿嗣后阶段胶结充填采矿法,矿块沿走向布置,长 50 m,宽 20 ~ 30 m,高 50 m,底柱厚 8 ~ 10 m,间柱 10 ~ 12 m,不留矿石顶柱(上中段使用钢筋混凝土假底),分段高 10 ~ 13 m, YGZ-90 型凿岩机钻孔, WJD-1.5 型电动铲运机出矿,平底型堑沟式底部结构。该采矿方法满足了矿山生产能力的需要,但在应用过程中,发现几个突出的问题:

- 1) 底部结构的桃形(或三角形)矿柱回收率低(仅 40% 左右),且安全性差;
- 2) 底柱回采损失较大,一般损失率达 20% 以上;
- 3) 若上下盘围岩不稳固时,二次贫化较大;
- 4) 由于一步回采矿房较大,需要胶结充填,造成充填成本过高等。

C 采场构成要素与采准切割工程

按照矿体开采技术条件应采用盘区机械化高效采矿法,凿岩台车浅眼落矿,铲运机采场

出矿,“损贫”指标更易于控制,采场生产能力更大,并可实现无矿柱回采。然而,针对目前三鑫公司技术装备现状,一是不可能为此而大量购买凿岩台车、装药台车、撬顶台车、锚杆台车、液压碎石台车等无轨设备;二是由于主矿体上下盘围岩不稳固,使用大量脉外巷道需要混凝土支护,并为克服上述四大问题而开展采矿方法试验研究工作。

a 采场构成要素

当矿体厚度小于30 m时,采场沿矿体走向布置,即采场长约50 m,宽度为矿体厚度。当矿体水平厚度大于30 m时,采场垂直矿体走向布置,并相应划分矿房与矿柱,分两步骤间隔回采:第一步骤回采矿房,宽度暂定12~15 m,采用分段中深孔凿岩阶段空场采矿法回采,分段高10~13 m,阶段空区嗣后胶结充填;第二步骤回采矿柱,采用浅眼凿岩上向水平高分层分级尾砂充填采矿法。

两种采场均不留矿石顶柱,但考虑采场出矿可留8~10 m高的矿石底柱,由下中段回收。

b 采准切割工程

为克服矿石底柱采矿损失率过高以及桃形(或三角形)矿柱损失问题,本采矿方法使用钢筋混凝土人工假底代替矿石底柱,减少人工底柱三角矿堆(已采下矿石)的损失,其办法如下:

(1) 在中段出矿平巷上挑出矿溜井与行人天井,到切割水平为止;

(2) 在出矿水平施工拉底巷道,进行拉底及上向浅采,其范围为矿房尺寸及三角矿堆相对应高度位置;

(3) 出矿结束后建造厚0.5 m钢筋混凝土人工假底,后用1:4高强度充填料充填而形成三角形胶结柱;

(4) 施工受矿硃沟及相应人工假底,在两侧矿柱同时施工平底出矿巷道及漏斗侧巷等工程;

(5) 在二步回采的采场(矿柱)内掘进脉内天井联络道直通上中段并每隔10~13 m于矿房中部施工凿岩巷道,在矿房中部或合适地方自下而上掘进切割横巷与切割天井,并以此为自由面用中深孔回采形成切割槽(见图9-87)。

D 回采工作

a 凿岩

在矿房各分段凿岩巷道内,使用带雪橇式凿岩台架的YGZ-90型凿岩机,接杆钻凿上向扇形中深孔。孔径60~65 mm,炮孔排距1.2~1.4 m,孔底距1.8~2.2 m。

b 爆破落矿

自上而下分段爆破落矿,导爆索与毫秒微差导爆管复式起爆。每分段炮孔分2~4次爆破完毕。最后一次爆破上下盘3~4排炮孔前,采场矿石应该放空,爆破后加速出矿,以防贫化。

c 通风与出矿

采场大爆破之后,利用矿井自然风流通风。每次大爆破后采场通风时间一般需要24 h。

采场出矿使用WJD-1.5型电动铲运机由平底硃沟漏斗出矿,矿石倒入采场溜井,在中段水平使用3.0或7.0 t电机车牵引1.2 m³侧卸式矿车,把矿石卸入中段箕斗主溜矿井。

d 采场充填

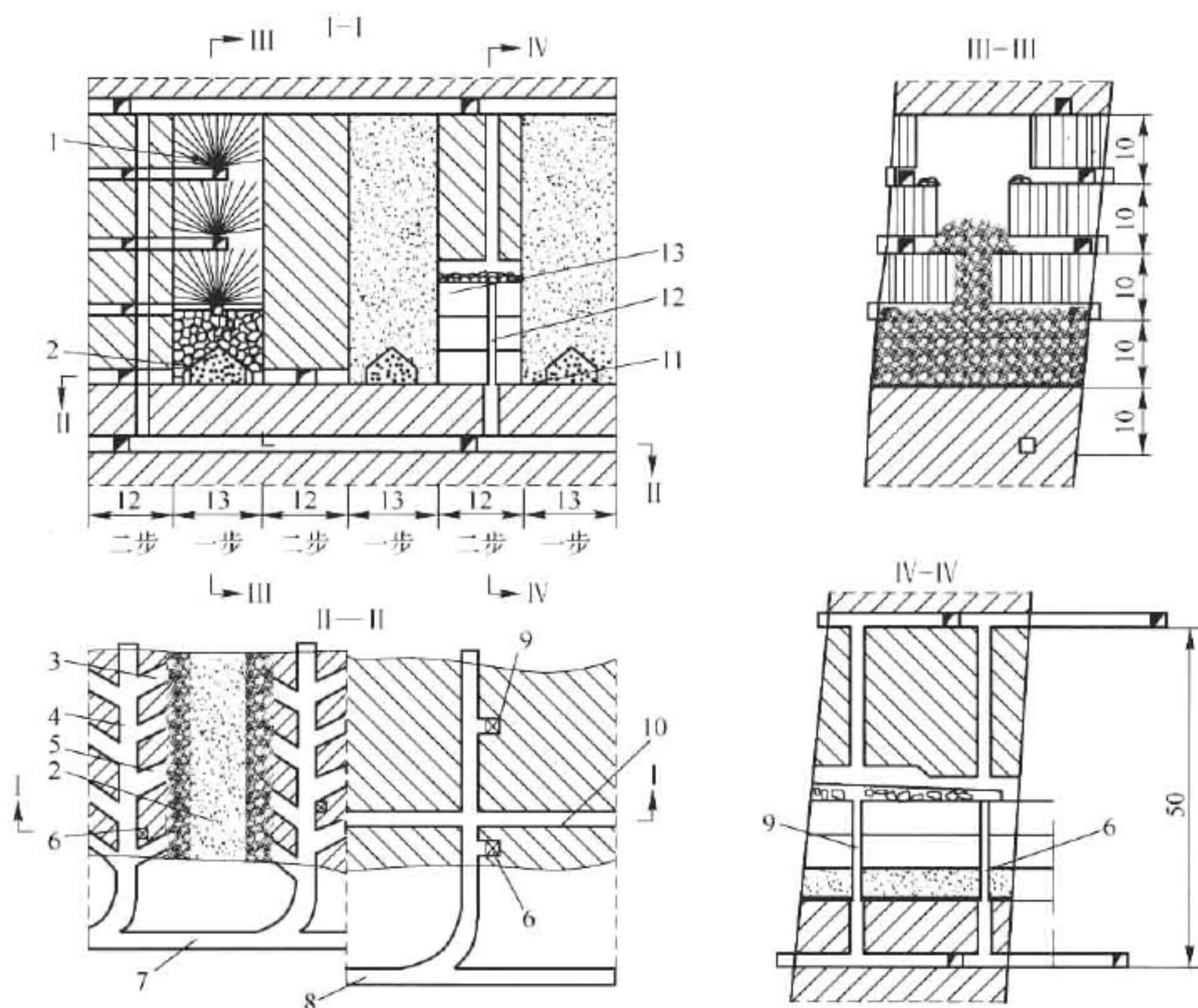


图 9-87 阶段空场与上向分层联合充填采矿法

1—中深孔;2—三角形人工胶结柱;3—出矿侧巷;4—出矿巷道;5—受矿铗沟;6—溜矿井;7—穿脉巷道;
8—下盘运输巷;9—人行井;10—沿脉巷道;11—人工假底;12—人工溜井;13—充填体

第一步骤采空区使用分级尾砂胶结充填。其步骤如下:

- (1) 充填前首先用高压水自联络道向下冲洗三角矿柱回收粉矿;
- (2) 使用木材或混凝土封闭采场所有通道;
- (3) 在封闭平底漏斗前由上中段水平向采场引 2~4 条采场泄水塑料管,直径 200 mm 四周上下钻孔还要包上滤水布并引出采场之外;
- (4) 使用 1:8~1:10 灰砂比连续胶结充填至接顶,充填体强度应达 2~3 MPa。

E 技术经济指标

试验达到的主要技术经济指标:采场生产能力 250 t/d;千吨采切比 4.07 m;采矿损失率 5%;采充直接生产成本 25.80 元/t。

F 评价

三鑫公司正式生产 12 年来,也曾开展过相应的采矿方法试验研究,满足当时矿山生产需要。而现在该公司已进入稳定生产的发展阶段,必须要有与之相配套的采矿技术。相信经过 2~3 年的采矿工艺试验研究,定能取得圆满成功并为矿山创造良好效益,并且这种采矿方法已经在三鑫公司成功应用而发挥出巨大效益。

9.9.4.2 上向水平高分层胶结充填采矿法的应用实践

针对湖北三鑫金铜股份有限公司鸡冠嘴与桃花嘴矿区十余年开采所存留的各种矿柱或边壁的赋存状态,即陡倾斜中厚矿体,矿岩稳固性较差以及旁边有质量不稳定的充填空区的具体情况,经过历年回收方法演变而形成一种比较完善的矿柱回采工艺,即上向水平高分层胶结充填采矿法。

A 开采技术条件

三鑫公司目前主要矿体地质类型为铜金铁硫多金属共生矿床,矿石工业类型属铜金铁矽卡岩型矿石,矿床成因类型为岩浆期后高中温气液矽卡岩型铜金矿床,矿床勘探类型属Ⅲ~Ⅳ类型。鸡冠嘴矿床由Ⅰ、Ⅱ、Ⅲ、Ⅳ等4个工业矿体群组成,面积 0.25 km^2 ,最大控制深度902 m;桃花嘴矿床由Ⅰ、Ⅱ、Ⅲ等3个工业矿体群组成,面积 0.12 km^2 ,最大控制深度935 m。

矿体产于大冶湖围垦区下面,赋存于下三叠统大冶群第七岩性段的浅灰色、黄褐色灰质白云石大理岩中,也在石英正长闪长玢岩与大理岩接触的大理岩捕虏体中。鸡冠嘴矿体走向EW,倾向NW,倾角 $75^\circ\sim 82^\circ$,主矿体走向长度500 m,厚度5~40 m,平均品位Cu 2.2%,Au 3.5 g/t;桃花嘴矿体走向NE $10^\circ\sim 30^\circ$,倾向NW,倾角 $75^\circ\sim 82^\circ$,主矿体走向长度550 m,厚度6~54 m,平均品位Cu 1.93%,Au 2.2 g/t。

本采矿方法是针对桃花嘴矿区Ⅱ号矿体群前些年的所留下的矿柱或边壁。Ⅱ号矿体群走向北东,倾向北西。矿体倾角 $70^\circ\sim 80^\circ$,厚度10~20 m,有的厚达30多米。矿石类型为铜金铁矿石,品位都较高,Cu 2.0%以上,Au 2.2 g/t;上盘围岩主要是矽卡岩化的石英正长闪长玢岩,易风化,稳固性较差;下盘围岩主要是磁铁矿化闪长岩,稳固性较好;靠近上盘矿体有一条控矿构造带,矿体构造发育,节理较多,比较破碎,容易发生冒落。

B 采矿方法沿革与存在主要问题

该矿针对上述矿体赋存状况自开发以来,一直以各种充填法为主要采矿方法。该矿矿体开采的特点:一是为满足每年产量、产值与利润而首先开采矿体厚大且品位高的矿段;二是多中段同时作业,以满足矿石处理量要求;三是建矿初期对充填体质量重视不够,已充填采场的充填体一般不能自立;四是每个主矿体的中部或边部留下大量矿柱,其品位有高有低,占中段矿石量比重约30%~40%。

进入21世纪以来,该矿对矿柱回采已引起重视,每年在上部中段安排一些矿柱回采,经历年试验运用并不断完善,已形成一种标准的上向水平高分层胶结充填采矿法,并在鸡冠嘴与桃花嘴矿区的矿柱回收中应用。

C 采场结构与采准切割工程

a 采场布置与结构参数

该采矿方法主要用于回收鸡桃两矿区上部中段的矿柱和边壁,因而采场沿着矿柱或边壁的走向布置,采场长度为矿柱或边壁的走向长度(一般不超过50 m),采场宽度为矿柱或边壁的厚度(8~10 m),采场高度即作业中段高度50 m。采场无底部出矿结构,使用人工或电动铲运机在采场内出矿,为便于矿石运输,采场留4~6 m高的矿石底柱,以方便溜井贮矿,分层回采高度5~6 m。

b 采准切割工程

利用中段生产勘探的探矿穿脉作为出矿横巷,在矿体下盘2~3 m的出矿横巷向上掘一

条天井,规格 $2\text{ m} \times 2\text{ m}$,直通上中段水平,并每隔 $5 \sim 6\text{ m}$ 掘一层平巷并见到矿体,作为该采场的联络道;当自上而下掘到最后一个分层即拉底切割层时,沿着矿柱或边壁走向直到矿体上盘边界,切割巷道规格 $= 2.5\text{ m} \times 2.0\text{ m}$;并在矿体尽头自出矿横巷至上中段水平矿体内掘一条 $2\text{ m} \times 2\text{ m}$ 的行人通风充填井;若原矿块有探矿井可利用者作为溜矿井,否则需自下而上另掘一条采场出矿溜井,或用厚 $4 \sim 5\text{ mm}$ 钢板卷制一个直径 $1.2 \sim 1.5\text{ m}$ 采场顺路溜矿井。

采准工程结束后,便开始切割工作,沿切割层矿体全宽拉底,形成第一个回采分层,然后进行正式回采作业。切割与回采作业应注意:一是与毗邻矿房(空区)要留保安矿壁($1.5 \sim 2.0\text{ m}$,永久损失);二是采场要采至矿体边界,减少采矿损失;三是要分层落矿,每分层高 2.5 m ,即每两层回采一层联络道高度矿体;四是采场横向和走向要略成拱形,以保证采场作业安全。

D 回采工作

a 凿岩

一般采用 YT-27 型或 7655 型气腿手持式凿岩机钻凿水平炮眼,或采用 YSP-45 型上向式凿岩机钻凿垂直上向炮眼,使用一字型硬质合金钎头, B_{22} 中空六角钎杆,眼深 $2.0 \sim 3.0\text{ m}$;炮眼排列和最小抵抗线:采用大眼距($1.0 \sim 1.2\text{ m}$)、小排距($0.8 \sim 1.0\text{ m}$),边眼眼距 $0.6 \sim 0.8\text{ m}$ 。

b 爆破

使用矿用 2 号硝铵岩石炸药,装药方法为连续式秒差导爆管装药,8 号纸质火雷管点火爆破。采场通风利用矿井自然风流完成。采场除非特殊要求,一般每天一个班凿岩爆破,一个班采场通风,一个班撬顶平场。采场组织生产时按“两采一充”的方法安排,即一个采场不论长短与宽窄,即要求采完一个分层联络道高度(即 $5 \sim 6\text{ m}$)矿体,才进行一次充填作业,以增大采场生产能力。

c 出矿

设计一般安排斗容 $1.0 \sim 1.5\text{ m}^3$ 的小型电动铲运机出矿,这样可提高矿块生产能力,减轻工人劳动强度,提高出矿效率;有的采场矿量较少使用人工出矿,通过采场溜井、下部振动放矿机再到 1.2 m^3 侧卸式矿车,用 7.0 t 电机车牵引至中段主溜井。采场出矿时,人工把采场每个角落的矿石都应出净,使采场采矿损失减至最低。

d 顶板管理

一般情况下利用矿石自身稳固性进行顶板管理,如采场顶板略成拱形,或采场最后一层落矿炮眼采用加密眼距、空气间隔不耦合装药的控制爆破技术。如遇上盘矿岩节理裂隙非常发育或有构造带时,则采用锚杆加金属网联合支护,再加上控制爆破技术,多种形式进行顶板管理。

e 采场充填

鸡冠嘴与桃花嘴两矿区均统一使用一个充填站,并利用选矿分级尾砂作主骨料,再根据不同充填要求而配加强度等级 42.5 硅酸盐散装水泥,或其它胶结材料,制备成质量浓度 $65\% \sim 72\%$ 的水泥砂浆,通过专用充填料输送井及直径 200 mm 无缝钢管自流至各作业中段,再用直径 200 mm 塑料管,从采场充填井到采场作业面。

采场充填前首先要做好准备工作,包括架设充填管道,连接充填用电话,用块石砂浆或

圆木加木板封闭各采场联络道,建造采场滤水系统,清理采场底板残矿或粉矿,充填采场照明等。

采场充填第一分层可按灰砂比 1:4 的胶结材料充填 2.0~3.0 m 高,或使用钢筋混凝土构筑厚 0.5 m 的采场隔离层,作为下部相应采场回采时的人工假顶。而以后的采场 分层充填其灰砂比按 1:10 的胶结材料充填,但采场浇面层厚 0.4~0.5 m 的充填体使用 1:4 的灰砂比,以减少采场的采矿一次采矿损失。此外,采场充填高度应与每分层回采高度一致,则第一分层采高 5~6 m,而充填总高度应为 3.0~4.0 m,留下 1.8~2.0 m 的采场作业空间,以后,每分层充填均留下这样一个作业高度。

f 顶柱回采

若上中段采场底板使用上述胶结办法构筑人工假顶,即可用本法一直采完本中段顶柱;若上中段没有建造人工假顶,则要求留下 2.0~3.0 m 顶柱不予以回收,作永久损失;若上中段人工假顶建造质量不可靠,则用分条进路后退式回采。无论采用何种顶柱回采方法,其采场应进行接顶充填。

E 技术经济指标

上向水平高分层胶结充填采矿法与矿山过去采用浅眼留矿采矿法或其他空场采矿法相比,虽然增加了采切比及降低采场生产能力,但采矿一次损失贫化指标要优越得多,见表 9-64。

表 9-64 两种采矿方法技术指标比较表

指标名称	上向水平高分层胶结充填采矿法	浅眼留矿采矿法
采切比/ $\text{m} \cdot \text{kt}^{-1}$	18~20	13~15
矿块生产能力/ $\text{t} \cdot \text{d}^{-1}$	45~50	60~65
采矿工效/ $\text{t} \cdot \text{工班}^{-1}$	8.0	10.0
采矿一次损失率/%	7.2	15.0
矿石一次贫化率/%	4.8~6.0	8.0~12.0

F 评价

由表 9-64 可以看出,上向水平高分层胶结充填采矿法有如下优点:

- (1) 该采矿应用比较灵活。
- (2) 由于工人在矿房内作业,便于观察和合理处理顶板,防止围岩混入。
- (3) 便于生产技术管理。

但该法与浅眼留矿等空场法相比,不足之处有:一是采切工程量大,由于每分层必须充填而作业周期长;二是工人在采场内作业时间长,尤其是在 7.0~8.0 m 高的空区下作业,仍存在一定不安全因素,因为顶帮的危岩无法处理。而使用本法的矿体开采技术条件则不受限制,薄矿脉的小矿体、矿石间柱、边壁均可采用,但使用人工出矿的采场矿石量不应超过万吨,在 4000~5000 t 范围内最佳。

9.10 上向进路充填采矿法

中国率先试验应用上向进路充填采矿法的岩金矿山是山东焦家金矿。上向进路充填采矿方法成功地解决了矿山原用分一、二步矿房矿柱回采的上向分层充填采矿法所存在的技

术难题,即采场顶板暴露面积大(平均暴露面积 180 ~ 200 m²),在矿岩破碎的条件下常冒顶、安全性差;采矿损失贫化大,原有方法的矿石贫化率达 19.64%,采矿损失率为 18.5%。焦家金矿推广应用该方法后,河东金矿、新城金矿及三山岛金矿也开展了试验和推广应用工作。据有关统计,破碎蚀变岩型这类开采技术条件复杂矿体的储量,约占岩金总储量的 40% 左右,因而该方法就必然有着较广阔的推广应用前景。应使用上向进路充填采矿法矿山的开采技术条件见表 9-65。

表 9-65 开采技术条件

开采技术条件			矿 山 名 称			
			焦家金矿	新城金矿	河东金矿	金川镍矿
赋存条件	矿体厚度/m		0.31 ~ 45	1.8 ~ 60	1.87 ~ 24.54	90 ~ 95
	矿体倾角/(°)		25 ~ 40 平均 40	26 ~ 43 平均 29	25 ~ 55 平均 38	39 ~ 90
	矿体走向长/m		1 号矿体 1200	1 号矿体 320	570	1300
	埋深/ m		440		340	
矿岩条件	矿 石	名 称	蚀变花岗岩	黄铁绢英岩 化花岗岩	黄铁绢英 岩化花岗 质碎裂岩	超基性硫 化镍矿
		坚固性系数	8 ~ 10	8 ~ 10	7 ~ 13	4 ~ 6
		稳固性	中等稳固	中等稳固	中等稳固	中等稳固 节理发育
		品位/g · t ⁻¹	6.5	8.28	6.12	Ni 2.13% Cu 1.01%
		密度/t · m ⁻³	2.78	2.8	2.63	2.85
	上盘岩石	名 称	绢英岩化碎裂 岩绢英化斜长角 闪岩	构造角砾岩花 岗质碎裂岩	绢英岩化花岗 质碎裂岩	混合岩
		坚固性系数	6 ~ 8	4 ~ 6	9 ~ 10	4 ~ 6
		稳固性	不稳固	不稳固	不稳固	稳固性差
		密度/t · m ⁻³	2.78	2.8	2.63	2.8
	下盘岩石	名 称	黄铁绢英岩化 花岗岩,硅化花 岗岩	黄铁绢英岩化 花岗闪长岩	绢英岩化花岗 闪长岩	蛇纹石、透闪 石、绿泥石片岩
		坚固性系数	8 ~ 10	8 ~ 12	9 ~ 10	4 ~ 6
		稳固性	稳固	稳固	稳固	不稳固
		密度/t · m ⁻³	2.78	2.8	2.63	2.8

应用上向进路充填采矿法的岩金矿山一般均采用下盘脉外斜坡道、集中溜矿井及脉内充填通风井的采准方式,即将斜坡道、分段平巷、分段联络道、分层联络道等主要无轨巷道和溜矿井均布置在稳固的下盘岩石中,以便于这些巷道的维护,而只将充填井、通风井等布置在脉内。通过以上采准工程,就能使无轨采矿设备自地表或阶段水平自由地驶向各分段的

各个采场。材料用铲运机运入采场,人员走平缓的斜坡道上下采场。

河东金矿在矿岩破碎、节理发育的东部地段,1987 年开始试验破碎厚矿体机械化上向进路充填采矿法时,不是用下盘脉外斜坡道,而是采用下盘脉内设备井来实现分层的机械化盘区开采。利用设备井升降铲运机(在设备井上口安放斜井提升绞车 1 台),下放材料,安设充填管道、电缆,风水管线,行人、通风均较为方便。这种采准方式具有投资少、工程量小、见效快等优点,对中小型矿山具有推广价值。

就上向进路充填采矿法而言,选用无轨采矿设备是必要的、合理的。无论是采用电动型还是柴油机驱动型,均可达到提高生产能力和采矿效率,减轻工人劳动强度之目的。各矿上向进路充填采矿法设备配套状况如表 9-66 所示。

表 9-66 设备配套状况表

矿山名称	凿岩设备	装载搬运设备	运输设备	提升设备
河东金矿	7655 型凿岩机	WJD - 0.75 型, EHST - 0.5 型	ZK1.5 - 6/100 型架线电机车, 1.0 m ³ 固定式矿车, 0.7 m ³ 侧翻式矿车	竖井双层单罐提升斜井吊车提升采区斜坡道
新城金矿	H - 14 型单臂液压凿岩台车, 7653 型凿岩机台车, 150 L/台班, 7655 型, 32 L/台班	TOR0 - 250BD 型柴油铲运机, 80 L/台班	ZK3 - 6/250 型电机车, 0.55 m ³ 翻斗车, 0.7 m ³ 固定式矿车	主斜井单箕斗平衡锤提升 180 kW 竖井提升机辅助斜坡道
焦家金矿	H - 14 型单臂液压凿岩台车, 65 L/台班	EST - 2D 型电动铲运机, 77.5 L/台班	ZK7 - 6/205 型电机车, 2 m ³ 底卸式矿车	主井单箕斗双罐笼混合井提升辅助斜坡道

矿块一般多沿矿体走向布置,矿块结构参数见表 9-67。新城金矿还将长 120 m 的矿块,划分成宽为 30 m 的四个小盘区进行回采,进路多为垂直走向布置,也有沿矿体走向布置

表 9-67 矿块结构参数

进路布置及矿块结构		矿山名称			
		焦家金矿	新城金矿	河东金矿	金川二矿区
进路布置		垂直走向布置	垂直走向布置	垂直走向布置	垂直走向布置
结构参数	阶段高度/m	40	30	30	50
	矿块长度/m	30 ~ 60	120	30	矿体厚度 90 ~ 95
	矿房宽度/m	矿体水平厚	矿体水平厚	矿体水平厚	50
	底柱高/m	6 ~ 8 或不留	人工底柱 5 ~ 5.5	5	8
	顶柱高/m	3	2 ~ 2.5 (4.0) 或不留		
	分段高/m	10.5 ~ 12	10.5 ~ 12	5 ~ 7.5	8 ~ 10.5
	分层高/m	3 ~ 3.5	3.5 ~ 4	2.5	3.5 ~ 4
	分段回采分层数/个	3 ~ 4	3	2 ~ 3	2 ~ 3
	进路宽/m	3.5 ~ 4	3	3	5
	溜井间距/m	20 ~ 30		30	5

的,其布置方向主要取决于矿体的水平厚度、矿石稳固性、节理裂隙的分布以及夹石的赋存状态等。分层回采顺序通常是从矿块两端向中央(进路垂直走向布置)和从上盘向下盘(进路沿走向布置)推进,采用一步、二步间隔回采。一步回采进路用灰砂比 1:10 胶结充填,二步回采进路用分级尾砂充填,而一步、二步回采进路均用灰砂比为 1:4 ~ 1:6 的胶结充填料铺面。新城金矿在品位较高的部位,充填体强度未达到要求时,曾采用向一步进路两帮以喷射混凝土建造隔离墙,二步进路回采后再用分级尾砂充填。

焦家、新城、河东金矿在上盘和靠近上盘均采用了管缝式锚杆、双快膨胀水泥锚杆配以金属网护顶,焦家金矿还使用注浆长锚索预先加固大断层破碎带。这些型式的锚杆、锚索均属于全长锚固,其锚固力大,一般不会因爆破振动和岩层错动而失去锚固效果,故最适于采场护顶。采用管缝式锚杆时还可兼作落矿孔使用。

充填能否接顶是上向式回采成败的关键,而水平进路的充填接顶难度又颇大。采用这种采矿方法的岩金矿山,在多年的生产实践中探索出许多充填接顶措施:

(1) 实行分段分层充填工艺而不采用一次进路全长全高的充填方式。

(2) 控制进路的顶板稍成拱形,以保证进路顶板两侧全线接顶。将充填管下料口悬在进路最高处并实行多点投料。

(3) 提高料浆浓度。焦家、新城均随着采深加大,采用自流输送,而且增大了水泥贮仓的下料口尺寸,改用较大型号给料机,增加中继式加砂系统,建立充填站微机自控系统等。引流水及洗管水均由组合式三通阀控制,使之不进入已充填完的进路内。

(4) 加强脱水措施。减少尾砂中的细泥含量,增加挡墙的脱水面积,增设专门的脱水管以起到排气、排泄溢流水和充填接顶预报作用。

(5) 在进路两帮设立隔离墙、预挂水泥砂柱等补充接顶的办法。

上向进路充填采矿法灵活多变。能较好地适应破碎、倾斜、变化大、夹石多的矿体开采。可利用改变进路方向、断面大小、进路长短等来适应矿体开采条件的变化;由于上向进路充填采矿法采场数目少且集中,不仅可以充分发挥无轨设备灵活机动的特点,而且采场施工管理方便;由于上向进路充填采矿法采用进路回采,接顶充填,单个进路跨度小,顶板暴露时间短,安全性比上向水平分层充填采矿法要好得多。据此,上向进路充填采矿法对于矿岩破碎、形态变化大的矿体以及用于顶底柱矿石的回收是一种行之有效的采矿方法。

上向进路充填采矿法应进一步解决生产能力偏低,损失、贫化偏大的问题,应寻求新的充填工艺,缩短充填作业的时间,加快充填循环;使用长锚索和管缝锚杆护顶,研制或引进服务台车,以确保回采过程的安全和提高采矿强度;继续研究改善细粒级的脱水效率,提高尾砂的利用率,提高料浆浓度,提高充填体的强度,实现细砂充填工艺过程的自动控制,在保证料浆浓度和絮凝剂的前提下,进一步降低灰砂比,并满足强度要求,降低充填成本。

9.10.1 焦家金矿上向进路充填采矿法实例

山东焦家金矿属破碎蚀变花岗岩型金矿床,其开采技术条件复杂,采矿难度大,加之原所使用的采矿设备比较落后,致使矿山所使用的上向水平分层尾砂充填采矿方法存在着采场生产能力低,安全作业条件差,采矿损失、贫化较大等问题。1988 年 10 月二期扩建工程完成,矿山生产能力扩大到 750 t/d,因而变革采矿方法以实现矿山达产稳产,成为该矿的关键问题之一。决定对机械化无轨设备采矿的上向进路充填采矿法进行试验。该方法采用柴

油驱动行走,电动液压钻机配单臂台车凿岩,EST-2D型电动铲运机和振动放矿机出矿,长锚索与短锚杆联合护顶,高浓度自流输送充填等工艺技术和先进设备,试验工作获得了成功,达到了预期目的,并取得了较好的技术经济指标。这种方法现已在焦家金矿普遍推广。

9.10.1.1 地质概况及开采技术条件

焦家金矿床属破碎带中温热液蚀变花岗岩型金矿床,矿区内的断层构造,节理裂隙极其发育,破碎带中派生许多次级构造,产状各异,相互贯通,对矿、岩体的整体性破坏和影响极为严重。矿区内岩石非常破碎,且X弱面纵横交错,弱面两侧岩石往往高岭土化,结构松软,很不稳固,容易冒落。

矿体上盘为绢英岩化斜长角闪岩,下盘依次为黄铁绢英岩化花岗岩、硅化花岗岩,花岗岩等,矿体位于焦家大断层的下盘,部分直接接触或部分很靠近,断层面上有厚5~30 cm的断层泥,断层上盘有5~10 m的糜棱岩破碎带,带内岩石不仅极其破碎,且含有一定泥分和裂隙水,暴露后易垮落,遇水后可成流砂状。

焦家金矿床由多条金矿体组成,其中1号、2号、3号矿脉为主要工业矿体,它们基本上按照从上盘到下盘依次平行排列。1号脉走向长1200 m,走向北东 $10^{\circ}\sim 33^{\circ}$,倾向北西,倾向延伸440 m,倾角一般在 $25^{\circ}\sim 60^{\circ}$,矿体厚度从几十厘米到数十米不等,多数为薄至中厚矿体。1号脉规模最大,其矿量约占矿山总储量的80%,其产状较规整,矿体连续性好。

矿岩虽然破碎,但其硬度却较高,其中黄铁绢英岩 $f=12$,黄铁绢英岩化、绢英岩化花岗岩 $f=8\sim 10$,黄铁绢英岩化碎裂岩 $f=6\sim 8$ 。矿石密度为 2.78 t/m^3 ,松散系数为1.6。

9.10.1.2 机械化上向进路充填采矿法概述

采用下盘折返式斜坡道和分段平巷,脉内外溜井、脉内充填人行井和泄水井的采准系统,垂直走向或沿走向水平进路回采;采用无轨采矿设备凿岩和出矿,长锚索、短锚杆、金属网联合护顶以及高浓度接顶充填等。

采场多沿矿体走向布置,一般长30~60 m,宽为矿体水平厚度,高为中段高度,即40 m。底柱高为6~8 m,亦可不留底柱。即从中段水平开始回采,顶柱高3 m。在中段垂高上一般划分3个分段,分段高度为10.5~12.0 m,每个分段服务3~4个分层,分层采高3~3.5 m。

在矿体下盘围岩中布置折返式斜坡道,贯通上下相邻中段,断面规格3.0~2.8 m,坡度一般为15%~20%。在各分段联络道开口处和转弯处适当留出缓坡段,坡度控制在5%~10%。在下盘围岩中,平行于矿体走向掘进分段平巷,将采区内的各个采场相互联通。自各缓坡段分别向矿体方向掘进分段联络道与分段平巷相联,分段平巷与矿体之间用分层联络道联通。分层联络道一般布置在采场沿走向的中央处,每个分段一般包括下坡、水平、上坡三层分层联络道,以便材料和矿石进出采场,下坡坡度一般不大于15%。上坡不大于20%。在本中段斜坡道进口附近,设置维修硐室和材料库,以便无轨采矿设备的日常维修。

在本中段水平,位于采场中央,自运输大巷至矿体上盘开掘出矿横巷(一般由探矿穿脉扩帮压顶形成),作为出矿泄水之通路;在中段上水平采场的中央,从回风平巷掘通风联络巷与采场充填井贯通。由于矿体倾角较小,故在矿体下盘布置两个溜矿井,其上口与分层联络道相通,下口安振动放矿漏斗与出矿横巷相接。采场泄水井一般紧贴矿体下盘布置,其下口与出矿横巷相联。随着分层回采的结束和转层,分层联络道消失,溜矿井和泄水井用铁筒顺路焊接而成。充填通风井位于采场中央,靠矿体的下盘(一般多利用

原有的探矿天井), 往往在回采第一分段时, 还可利用充填通风井的下部作为溜矿井用。该方法的布置见图 9-88。

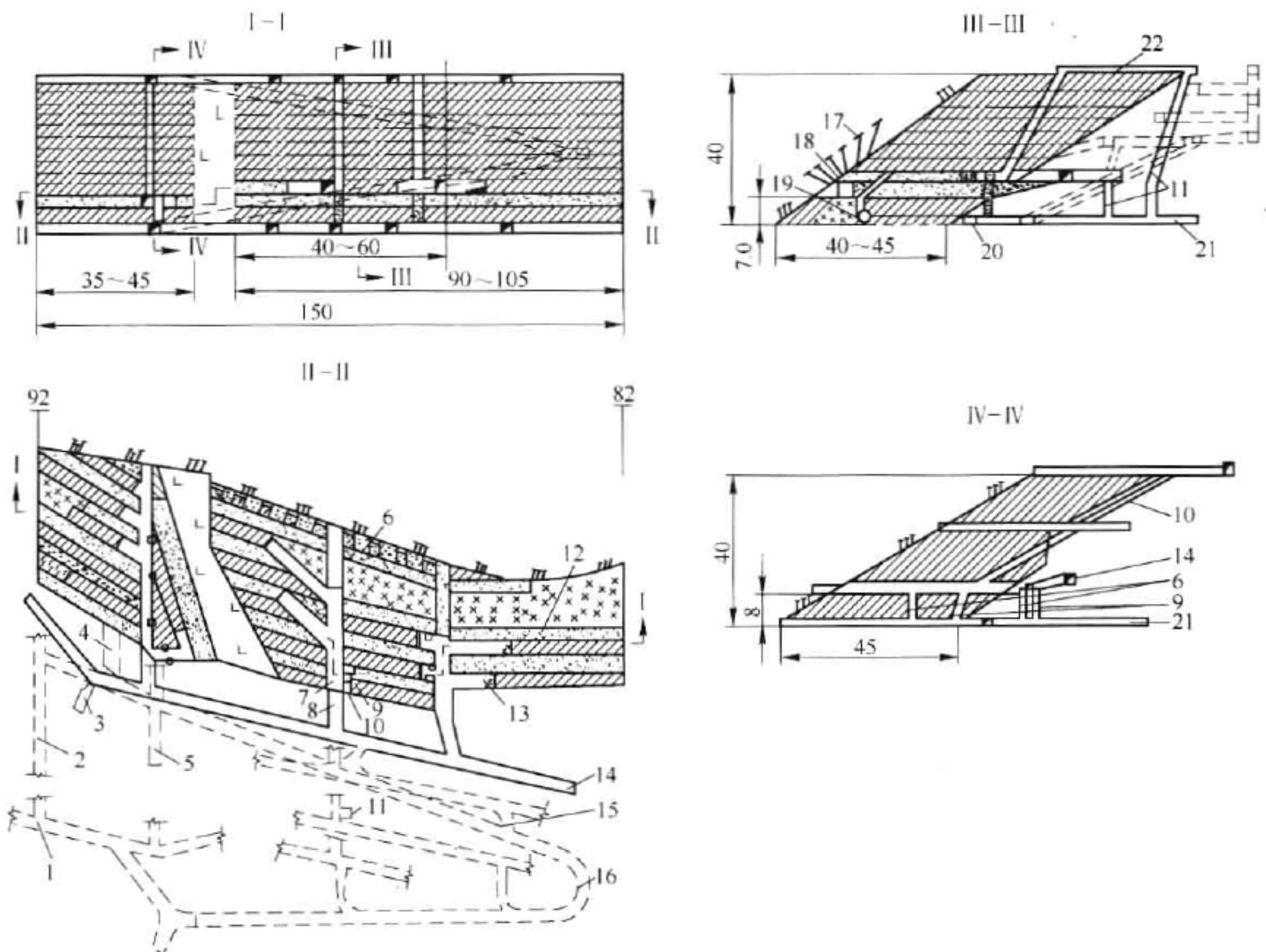


图 9-88 机械化上向进路充填采矿法

- 1—110 m 运输大巷; 2—措施斜井; 3—休息室; 4—维修硐室; 5—材料库; 6—泄水井;
7—分层横巷; 8—分层联络道; 9—矿石溜井; 10—充填井; 11—脉外溜井; 12—充填进路;
13—回采进路; 14—分段平巷; 15—分段联络道; 16—斜坡道; 17—长锚索; 18—护顶巷道;
19—150 m 泄水平巷; 20—150 m 运输大巷; 21—150 m 出矿巷; 22—充填通风联络道

回采是自下而上分层进行, 分层内用水平进路回采。回采进路有沿走向与垂直走向布置两种: 当矿体水平厚度较小, 多数构造节理垂直走向分布, 沿矿体走向分布着大量夹石时, 可采用沿走向或斜交走向布置; 相反则宜采用垂直走向布置回采进路。分层回采顺序通常是自采场两端向中央或自上盘向下盘后退式回采(进路沿走向布置时)。试验采场回采进路是沿矿体走向布置的, 分层回采顺序是自分层横巷起, 由北向南、从上盘到下盘, 采一隔一地回采第一步进路, 并以灰砂比 1:10(切割层 1:4)水泥尾砂胶结充填, 务必使其充分接顶。最后再按照第一步进路回采顺序逐条回采剩下的第二步进路, 采完后以尾砂充填。第一、二步进路均用灰砂比为 1:5~1:6 的水泥尾砂浇面接顶, 以利上分层回采时无轨采矿设备的可靠行驶。第一分层(即切割层)回采结束后, 先用 C15 混凝土配 $\phi 10 \sim 14$ mm 钢筋网做成人工假底, 厚为 0.4 m, 以利将来顶底柱的回收。

多数采场配置 7655 型气腿式凿岩机, 少数大采场用法国 EIMCO-SECOMA 公司制造的

MERCuRY14 - I. F. B 型单臂液压凿岩台车,配 HYDRISTAR200 型液压凿岩机凿岩。

采用 2 号岩石炸药与防水乳化油炸药,非电导爆管毫秒差雷管一次点火起爆,采用柱状连续装药结构。

采场主要借助于井下主风流所形成的负压进行扩散通风,在采场两端及回采进路较长时,必须安设局扇辅助通风。采场风流线路是:新鲜风流由斜坡道经分段平巷或由出矿横巷经泄水井合并进入分层联络道,清洗回采进路工作面后,污风由充填井上至通风联络道,排至总回风巷。

采场矿石装运采用 0.75 m³或 1.5 m³电动铲运机,一般一台铲运机每班可完成两个工作面的出矿任务。在实际生产中,由于各种因素的影响,每个上向进路采场每个班一般只能提供一个出矿工作面,故应以两个采场组成一个采区而共同配置 1 台铲运机。采场溜矿井下口装有振动放矿机,中段运输采用 7t 架线式电机车,2 m³侧卸式矿车。

由于矿岩均较破碎,因而必须重视采场顶板的维护,除应采用顶板控制爆破技术,保证回采进路顶板的平整,减轻爆破振动对顶帮岩体破坏外,还应根据不同地段、不同情况采取有效及时的支护措施。一般永久性采准巷道用喷锚支护,个别极破碎地段用喷锚网联合支护,采场回采进路主要用管缝式或涨壳式锚杆支护,网度为 1.0 m × 1.0 m ~ 1.2 m × 1.2 m。重要交叉口处也采用混凝土墙、钢梁支架及木垛等支护方式。

9.10.1.3 无轨采准系统有关参数的确定

A 无轨采准巷道的断面、坡度及弯道

无轨采准巷道主要包括脉外斜坡道、分段联络道、分段平巷和分层联络道等。它们的断面主要取决于无轨车辆运行时的最大宽度和两侧运行安全间隙的大小,见表 9-68。

表 9-68 无轨采准巷道断面参数

设备型号	运行最大宽度 /m	运行最大高度 /m	安全间隙/m		巷道净宽/m
			另一侧	挂电缆一侧	
EST-20 型铲运机	1.55		0.60	0.85	3.0
水星 14-1 型凿岩台车		2.1	0.7		2.8

无轨巷道坡度主要应根据无轨车辆的爬坡性能和巷道的不同用途选取。对于设备不常行驶或常以空载上坡和重车下坡的巷道,如斜坡道、上坡分层联络道的坡度可控制在 20% 左右;对于设备重载爬坡的巷道,如下坡分层联络道的坡度可控制在 15% 左右;对于各转弯处,其坡度一般可控制在 5% ~ 10%;对于转弯角度大于 90°的重要弯道,其弯道半径取 8 m,其余各种弯道的半径一般取 5 m 左右。

B 分层高度

加大分层高度会带来采场生产能力、采矿效率的提高,同时也会使材料消耗、采准工程量、采矿成本有所降低;但分层高度的增大又会受到矿岩稳固性、顶板管理方式、充填体强度、凿岩设备作业高度等因素所制约。针对焦家金矿具体条件,综合考虑各种因素后,取分层高度 3.0 ~ 3.5 m 左右为宜。

C 分段高度

在分层高度确定的条件下,分段高度就取决于每条分段平巷所分摊的回采分层数 n , n 值增大,分段平巷和分段联络道的总工程量减小,但同时又会带来分层联络道增加。对于脉

外溜矿井出矿,还会增加铲运机出矿的运距及增加运输水平装矿巷道的长度。综合考虑,每条分段平巷回采分层数一般3~4个,分段高度为10.5~12.0 m。

D 分段平巷位置的确定

分段平巷底板中心线至矿体底板的水平距离 $L_1 = 14$ m,分段平巷底板至本分段第一分层底板的高度 $h_1 = 1.85$ m。

由于上分段一分层联络道斜跨下分段平巷的顶板,为保证安全,上分段一分段联络道的底板与下部分段平巷顶板之间的最小距离 h_2 应大于某一安全距离;若 h 小于安全距离,则应加大分段高度。

E 分段联络道长度

$L_{3\min} = 7$ m,也就是分段平巷底板中心与同标高斜坡道底板中心的最小水平距离 $L_2 = 10$ m。

9.10.1.4 水平进路充填及接顶

选矿厂浓度为25%~35%的全尾砂浆,用砂泵将其输送到充填搅拌站的吸砂池,搅拌站4PNJ型衬胶砂泵将全尾砂分别打入容积为 $455\text{ m}^3 \times 2$ 、 $900\text{ m}^3 \times 1$ 的3个半球形底立式砂仓仓顶的直径500 mm水力旋流器,经一段分级脱泥,水力旋流器上部的溢流管将分级后细泥浆溢流至马尔斯泵站,用该泵将溢流细泥浆输送至尾砂库。脱泥后的粗粒尾砂贮存于半球形底的立式砂仓中。仓中已分级的粗粒级尾砂经砂仓底部环形管上的喷嘴喷水造浆后,由砂仓底部经放砂管流入 $\phi 1500\text{ mm} \times 1500\text{ mm}$ 搅拌筒中,与水泥仓给定的干水泥直接混合均匀,制成尾砂胶结充填料浆。从搅拌筒流出的充填料浆自流送至井下充填工作面。

尾砂胶结充填料主要是加入散装水泥。外购的散装水泥,由7~15 t散装水泥车通过自带气力输送装置直接吹入150 t水泥仓中,通过水泥仓仓底的300 mm×300 mm单向螺旋闸门,将水泥送至300 mm×300 mm刚性叶轮给料机,通过冲量计计量后,定量向 $\phi 1500\text{ mm} \times 1500\text{ mm}$ 搅拌筒中加入散水泥。

所用选厂分级尾砂,其含泥量($-44\text{ }\mu\text{m}$)不大于15%,胶结材料为强度等级32.5火山灰质硅酸盐水泥。采场不同结构处和充填料配比是:

(1) 切采层(即第一分层)下部1.2~1.5 m高的所有空间均用1:4的水泥尾砂胶结充填,以利底柱回收;

(2) 一期进路采用1:10的水泥尾砂胶结充填,二期进路用分级尾砂充填;

(3) 各进路上部0.3~0.4 m左右高的空间均以1:5~1:6的灰砂比浇面并接顶,以形成一层强度较高、整体性较好的充填体。

要求所有充填管道的架设应平直,其拐弯处的曲率半径不小于1 m。采场内的管道应悬吊在进路最高处,可每隔3~4 m设一挂钩悬吊之或直接用铁丝绑在进路顶板的支护锚杆上(见图9-89)。下料点应选择在待充进路的最高处,同时应尽量靠近进路尽头。还需在充填进路的顶板上设置一排气管,其一端固定在进路顶板的最高处,另一端固定在充填挡墙的外侧,以利充填接顶时的排气和排水,减少对充填挡墙的压力。

在每条待充进路的开口处架设木制挡墙。要求挡墙构筑牢固,在挡墙与岩壁的接触处密封严实,以防倒塌和漏浆,位于中央上部可留一个观察口。木板间留下3~4 cm的间隙,并在木板内侧固定滤水麻布或其他材料,以便脱水。

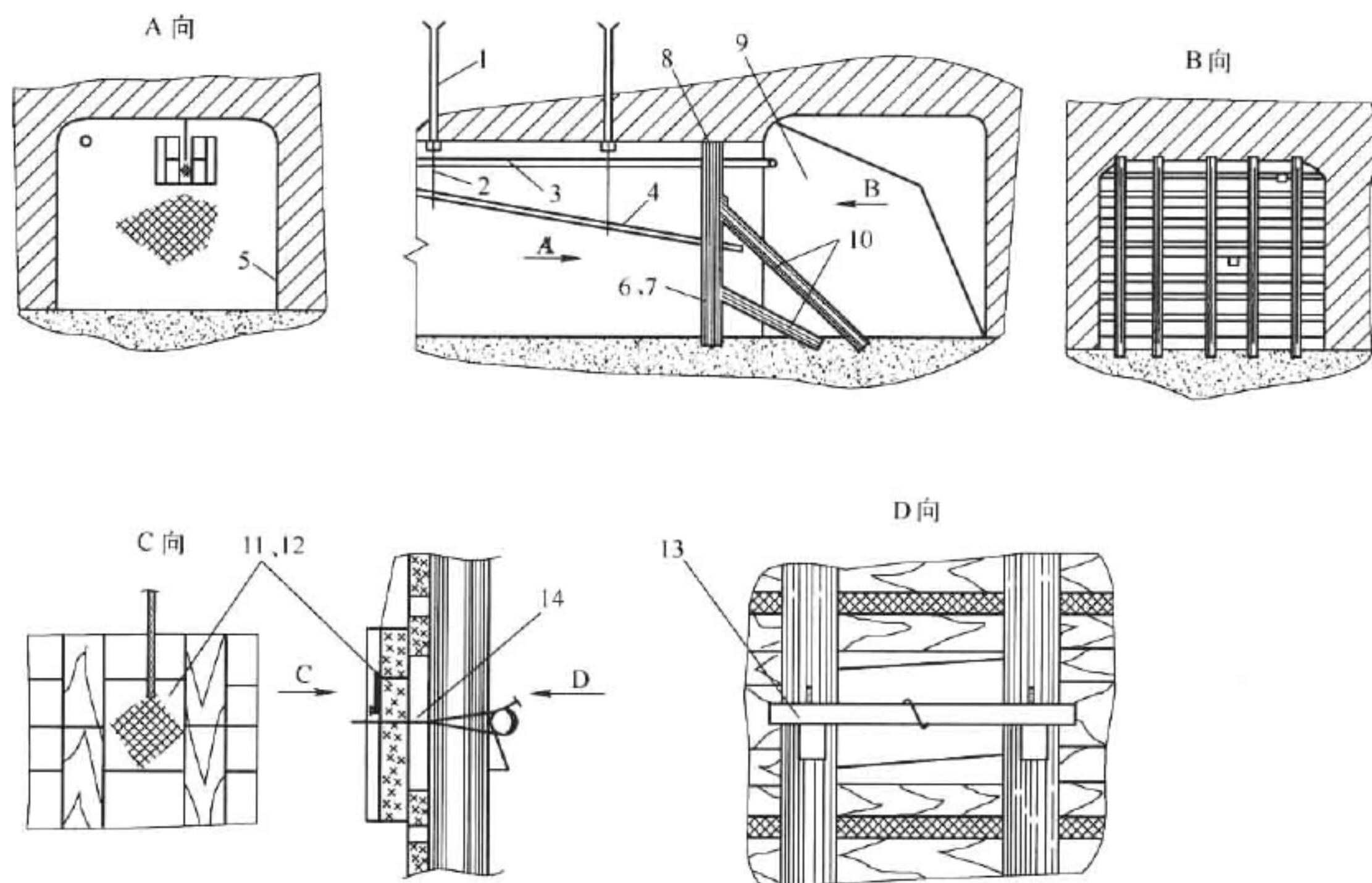


图 9-89 充填挡墙及观察孔构筑示意图

1—锚杆;2—吊挂铁丝;3—充填管;4—排气管;5—周边堵塞水泥;6—滤水麻布片;7—挡墙木板;
8—挡墙立柱;9—分层横巷;10—木支柱;11,12—观察孔盖板(麻布片、木板);
13—盖板紧固拉杆;14—观察孔

随分层上采顺路架设泄水井和溜矿井。泄水井直径为 1 m,采用 4 mm 左右的钢板制成每节长 1 m 的钢筒,顺矿体倾斜向上架设;溜矿井直径为 1.5 m,用厚 6~8 mm 的钢板焊接而成。

9.10.1.5 无轨采矿设备的应用

焦家金矿在应用机械化上向进路充填采矿法过程中,从法国 EIMCO-SECOMA(艾姆科—塞柯玛)公司引进了 MERCURY(水星)14.1.F.B 型全液压凿岩台车,配 HYDRASTAR200 型液压凿岩机,台车为柴油机驱动行走,电动液压凿岩,其外形尺寸小、机动灵活,可一机多用(采、掘、锚杆护顶)。在使用 $\phi 38$ mm 钎头时,台车的纯凿岩速度一般为 1.6~1.8 m/min,生产效率可达 150~170 m/台班。

从美国 WAGNER 公司引进 SET-2D 型电动铲运机,该机具有外形尺寸小、无柴油机废气污染、生产能力大(生产试验中可达到 150~180 t/台班)、活动范围大、坚固耐用、性能好等一系列优点。

9.10.1.6 主要技术经济指标与评价

(1) 获得的主要技术经济指标:采场生产能力 54.33~89 t/d;采矿工效 8.1 t/工班;凿岩台效 32~65 t/台班;铲运机效率 32~77.5 t/台班;采矿损失率 7.51%;矿石贫化率 6.64%;采切比 32~117.2 m/万吨。

(2) 机械化上向进路充填采矿法所采用的脉外斜坡道采准方式、电动无轨设备采矿,水

平进路回采、采场光面爆破、管缝式锚杆护顶,高浓度自流输送充填、溜矿井振动放矿等工艺技术适合于焦家金矿的开采技术条件,是一种效率较高的采矿方法。采用进路回采、接顶充填,单个进路跨度小,顶板暴露时间短,可提高采场作业的安全性。

(3) 上向进路充填采矿法具有灵活、可变、适应性较强的特点,能较好地适应破碎、倾斜、变化大、夹石多的矿体开采。可利用改变进路布置、断面大小、进路长度等来适应矿体开采条件的变化。如焦家金矿在开采矿体厚大、夹石小的1号脉时采用垂直走向布置进路;在矿岩稳固的南部,进路断面一般采用 $3.5\text{ m} \times 3.0\text{ m}$,甚至更大;在矿岩较破碎地段,如北部进路断面则多采用 $3.0\text{ m} \times 3.0\text{ m}$ 或 $2.5\text{ m} \times 2.5\text{ m}$,以适应矿岩条件的变化,对于矿体内存在沿走向分布夹石的2号脉,则可沿矿体走向布置进路,这样既可追踪矿体,又可将夹石留下不采。

(4) 采用无轨设备采矿,不仅大大提高了采场生产能力和采矿工效,减轻了工人的劳动强度,而且生产实践证明,只要使用得当,加强企业管理,其采矿直接成本也不会提高。无轨设备选用电动型较之柴油驱动具有故障少、维修工作简单、所需风量及通风费少、能见度高、噪声小、采场作业环境好等一系列优点,故在中国黄金系统的大多数矿山已迅速推广开来。

(5) 上向进路充填采矿法仍存在着一些问题,有待进一步改进和完善:如

1) 采场生产能力仍偏低;为提高采场的生产能力,除应加强施工组织管理工作外,还应合理布置进路,确定合理回采顺序,为采、充、出平行作业创造条件;

2) 接顶效果、充填质量较差。充填体质量达不到设计要求,分层内各进路的顶板高度控制不平,进路规格欠佳、高低不一、凹凸不平,造成上分层回采或相邻进路回采时底板尾砂或侧壁尾砂的混入以及矿石的丢失。为充分接顶,进一步降低采矿损失与贫化,应进一步改进充填工艺,调整回采顺序,严格实行进路控制爆破,加强生产工艺过程的管理等。

9.10.2 新城金矿上向进路充填采矿法实例

山东新城金矿地质资源丰富,矿石含金品位较高,国家按照发展黄金生产的需要,决定将矿山生产能力从原有的 500 t/d 扩大到 1250 t/d 。由于该矿为典型的破碎蚀变岩型金矿床,开采技术条件复杂,且矿体沿走向长度较短,矿山所能布置的生产采场数目有限,欲满足生产能力扩大的要求,确定合理的采矿方法及其回采工艺则是实现达产的关键。据此,设计推荐了上向进路充填法(用于厚度 $8 \sim 20\text{ m}$ 的矿体)。上向进路充填法在新城金矿的实践情况如下。

9.10.2.1 矿床地质概况及开采技术条件

新城金矿为破碎带蚀变岩型金矿床。矿区位于黄县—掖县弧形断裂带西南段的焦家断裂带上。矿区内断裂带的走向为北东 $30^\circ \sim 40^\circ$,倾向北西,倾角为 $26^\circ \sim 43^\circ$,除焦家主断层外,还有北东和北东东两个方向的一次级断层构造及节理,因此矿区内岩石破碎,构造弱面纵横交错,弱面两侧往往高岭土化,不稳固,易冒落。

矿体产于焦家大断层的下盘,矿体的走向、倾向和倾角与大断层基本一致。断层面上有厚 $5 \sim 30\text{ cm}$ 的塑性断层泥,它与两侧岩石的黏着力微弱。断层上盘有厚 $10 \sim 60\text{ m}$ 的蚀变强烈的极碎裂的构造角砾岩、绢英岩化花岗质碎裂岩,其强度和硬度均很小, f 值一般为 $4 \sim 6$,属软弱岩层,若不采取措施,暴露后易垮落;下盘岩石为黄铁绢英岩化花岗闪长岩,稳固性较好, $f=8 \sim 12$ 。

矿区内有 1 号、2 号两个工业矿体。1 号矿体为主矿体,其矿量占该矿床总储量的 99.3%。矿体平均长度 320 m,走向约北东 40°,倾向北西,平均倾角 29°,矿体最大斜长 1120 m,垂直深度 650 m;矿体平均厚度 40 m,上部较厚,下部稍稍变薄,矿石平均品位为 8.2g/t,品位变化系数为 50%。矿床水文地质条件简单。

9.10.2.2 矿块构成要素及采准布置

设计矿块长 120 m,划分 4 个小盘区,各 30 m,矿块高 30 m(同中段高),宽为矿体厚度,矿块下部留矿石底柱 5.0~5.5 m 或底柱回采后构筑人工底柱,顶柱与上中段构筑人工底柱部分区段相对应的进路不留顶柱,其余留 2.0~2.5 m 顶柱,应视具体情况单独回采或与上中段底柱同时回采。采用垂直走向布置进路,路宽 5.0 m,高 3.5 m(见图 9-90)。

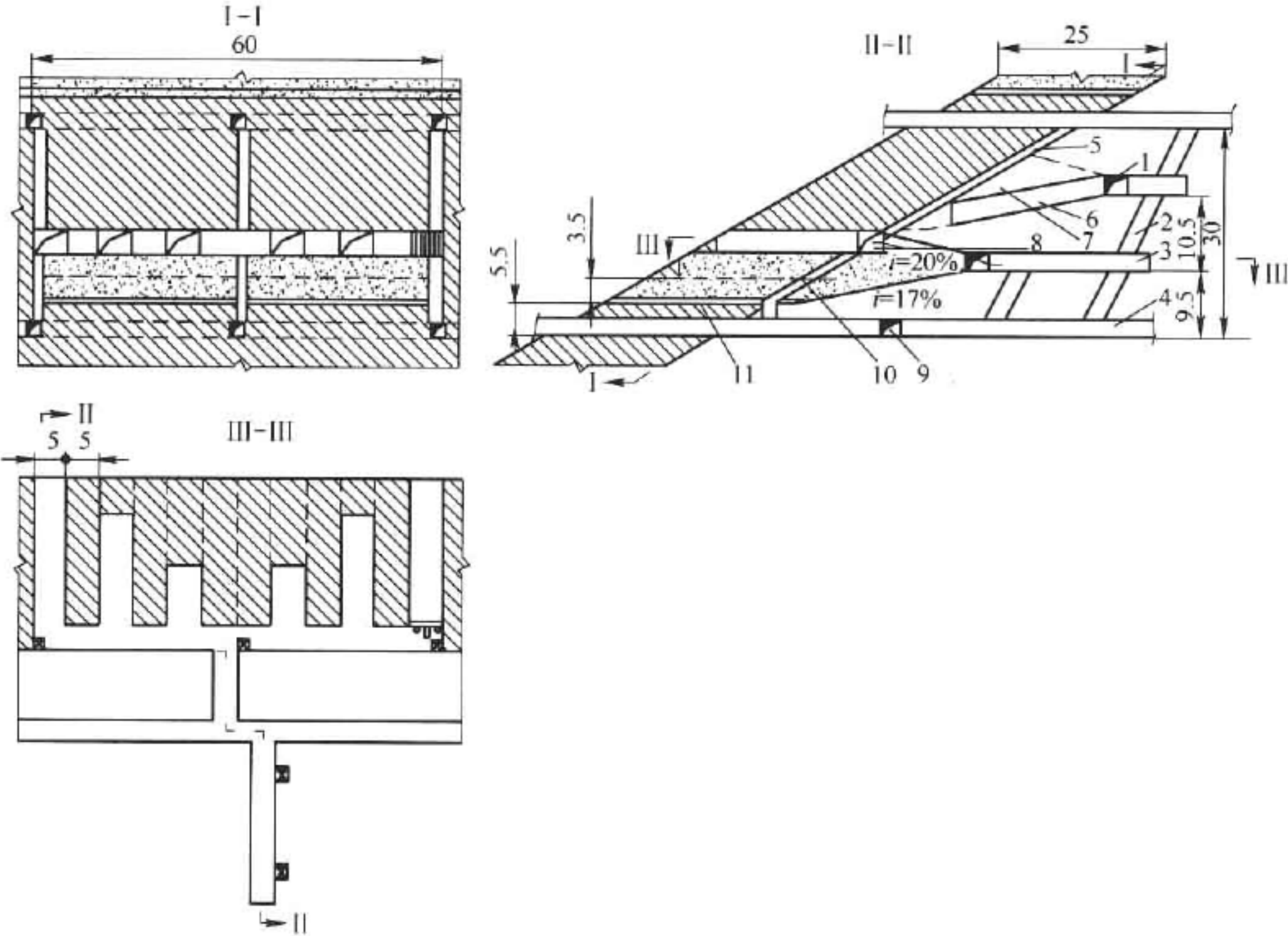


图 9-90 上向进路充填采矿法简图

1—分层平巷;2—脉外溜井;3—溜井联络道;4—切采层联络道;5—充填井;6—采场联络道;
7—下盘待采废石;8—分层联络道;9—中段平巷;10—胶结层;11—钢筋混凝土假底

9.10.2.3 回采

A 回采顺序

矿块分成 4 个小盘区,按顺序依次进行回采,以给转层创造有利条件。为保证均衡生产,矿块一翼的小盘区作为回采重点,分成两步进行,先采一步进路,充填完毕后再同时回采二步进路。其他小盘区可视具体情况以少开进路,减少暴露面积为宜。一个小盘区回采、充填结束后,便可考虑掘进上分层联络道及分层巷道,将掘进废石就近堆放于已采完的进路之中。

B 回采工艺

进路回采和掘进均采用法国 SECOMA 公司制造的水星 14-1F 型凿岩台车,电动液压

凿岩,最大炮孔深度为 3.9 m,适用钎头直径 38 ~ 42 mm,最大凿岩速度 1.0 ~ 1.8 m/min,也用气腿式凿岩机。爆破实行周边眼控爆技术,大孔距爆破、非电导爆系统和微差爆破。

台车凿岩效率可达 150 ~ 180 t/台班,每日两班正常作业时,能力可达 300 ~ 360 t/台日;如用 7655 型凿岩机凿岩,两班计为 64 t/台日,则需 5 ~ 6 台钻机同时作业才可达到 300 ~ 360 t/台日之能力。

采场矿石装运采用芬兰泰姆洛克公司制造的 TORO-250BD 型柴油铲运机,该机生产能力可达 250 ~ 300 t/台班。矿石直接由铲运机运至脉外溜矿井或分层巷道里的脉内溜井,通过其下部安装的振动放矿机,在装矿巷道内装入矿车。

进路上盘和靠近上盘顶板以 1.5 m × 1.5 m 网度、1.8 m 长的双快膨胀水泥锚杆加金属网支护,以此保证在比较安全的状况下回采上盘三角矿。设计考虑在一步进路的两帮喷射混凝土隔离墙,厚度为 0.5 m,以防止二步采时充填体坍塌,并且能对未完全接顶的空区起支护作用。从某种意义上讲,隔离墙所用水泥是从充填体中间部位节省出来的,而集中用于墙的部位。隔离墙施工完毕即行验收充填。为保证充填接顶,可采用分层分段的办法进行充填,即先将进路口或一段分层巷道用红砖或尾砂袋垛封,留出 1 m 高的空间,充以全尾砂,余者用分段的办法一段一段地充填,靠进路顶部 0.5 m 厚,再充以 1:4 的胶结充填料形成胶结底板,以利铲运机行走和减少损失贫化。

新鲜风流由采场人行井进入工作面,冲洗工作面后,经充填井将污风带走。对于进路较长的工作面则用局扇辅助通风。

C 人工底柱的建造

人工底柱是将矿石底柱先行回采,然后构筑碎石混凝土或块石浆砌人工假底、假巷、隔墙以及必须的溜矿井、通风井、人行泄水井底部结构,最后将剩余空间充填起来,形成人工底柱。

9.10.2.4 评价及主要技术经济指标

无轨设备人工底柱上向进路充填采矿法适用于矿体形态多变、工程地质条件复杂、节理裂隙发育、中等以上稳固、中厚以上的块段。它的特点是:

(1) 安全性好。在开采过程中应做好控制进路宽度,充填接顶、锚网支护、控制爆破,提高采矿强度等技术措施。

(2) 具有较大的灵活性。可以根据实际开采技术条件,调节进路宽度、高度和同时动用的进路的数量,并且在必要时改变为人工点柱式、矿石点柱式、盘区式分层充填采矿法。

(3) 有较高的生产效率,采准工程量较小,岩石巷道占整个掘进工程量的 38.5%,万吨采准比仅 43.1 m。

(4) 采用隔离墙、人工底柱及较大型采掘设备,适合于矿山开采条件,对安全回采,提高回采率和采矿强度都是行之有效的。

(5) 本方法还存在着充填不易接顶,长进路通风困难等问题。

(6) 主要技术经济指标:采准比 43.1 m/万吨;采矿损失率 10%;矿石贫化率 10%;采矿台效 150 t/台班;出矿平均台效 80 t/台班;采场生产能力(最大)300 t/d。

9.10.3 类框架结构宽进路上向分层充填采矿法试验研究

山东新城金矿采用类框架结构宽进路上向分层胶结充填采矿法进行试验研究,解决了

“焦家式”蚀变岩型中厚矿体的开采技术条件复杂、充填系统不完善以及充填体强度低等问题。这在20世纪90年代为中国类似条件的岩金矿床地下开采,开创了新的途径。

山东黄金集团有限公司新城金矿是中国大型岩金矿山之一。矿山于1980年建成投产,采选生产能力500 t/d;1989年开始二期扩建工程建设,1996年完成所有工程,使采选生产规模达到1250 t/d。矿山上部采用下盘斜井开拓,二期扩建工程深部为下盘竖井与斜坡道联合开拓。建矿初期,矿山采用的主要采矿方法为上向水平分层尾砂胶结充填采矿法。该法利用国产设备已在矿山生产中应用了15年,共采出的矿量占已采出矿量的95%左右。但由于矿床矿岩地质条件复杂,采矿方法及回采工艺虽经多次改进与完善,取得了一定成绩,但主要因为采场充填体强度不高依然存在安全事故频率高,采矿损失率、贫化率较高(最高分别达24.58%和28.97%),工人劳动强度大,采场生产能力低等诸多问题。因此,寻求一种具有替代意义的安全、高效、经济的新采矿方法是矿山当务之急。1989年根据该矿山的开采情况及相似矿山采矿方法试验研究及使用之经验。从几种可行的采矿方案中,经反复的论证及技术经济比较,提出了“人工底柱类框架结构宽进路上向分层胶结充填采矿法”。经国内采矿专家给予可行性论证,并列入1991年国家黄金管理局的科研计划。经过6年的反复实践应用,获得了成功,并在生产中逐步推广应用,取得了较好的技术经济指标,给矿山带来了较大的经济效益,1997年通过了冶金工业部黄金管理局组织的技术鉴定。

9.10.3.1 矿床开采技术条件

新城金矿床具有规模大、工业价值高特点之外,还具有复杂的开采技术条件。具体表现在:矿体为缓倾斜,厚度薄至中厚,形态多变;上盘围岩为绢英岩化花岗质碎裂岩,岩体破碎,且有大断层,揭露后易坍塌;矿体沿走向长度短,而矿山生产规模大,要求采场生产能力大;地表有烟潍公路穿越矿区,矿体上盘有村庄和良田,需要保护。

人工底柱类框架结构宽进路上向分层胶结充填采矿法试验研究地点确定在-175 m中段,175~183线之间的矿段。此矿段的矿岩开采技术条件和地质条件具有代表性,矿体位于贯穿矿体的焦家主断裂的下盘,矿体为黄铁绢英岩质碎裂岩和黄铁绢英岩化花岗质碎裂岩。主要蚀变为绢英岩化、硅化、绿泥石化。主要矿物有银金矿、黄铜矿,呈晶粒结构,浸染状与细脉浸染状构造,银金品位中等。所选矿段的矿体厚度较大,最大水平厚度60 m,平均达40 m,矿段内平均矿石品位12.39 g/t,矿石量377632 t,金属量4641.27 kg。矿石密度 2.85 t/m^3 ,岩石密度 2.65 t/m^3 ,矿岩松散系数1.5,水文地质条件属简单类型。

9.10.3.2 采准切割

(1) 采准工程。采用脉外下盘斜坡道采准。斜坡道由-175 m中段掘至-145 m中段,规格为 $3.2 \text{ m} \times 2.8 \text{ m}$,平均坡度15.9%,最大坡度18%,曲线段坡度为0。斜坡道主要是作铲运机及运送材料、行人的通道,同时每隔19.4 m由此掘进分层联络巷道至矿体,并保证每个分层有2条联络巷道,分层联络巷道规格 $3.2 \text{ m} \times 2.8 \text{ m}$ 。在-175 m中段斜坡道的端部,另掘规格为 $5.0 \text{ m} \times 3.2 \text{ m}$,长18 m的铲运机维修硐室,喷射混凝支护。在斜坡道177线和182线处,自-175 m中段上掘2个脉外溜井,用作斜坡道和分层联络道掘进时下放废石,回采期间下放矿石之用。另外,还分别于2号、3号、4号加穿上掘5个溜矿井,用于出矿、通风和泄水。

试验矿段的通风充填天井与上盘回风巷道,已在确定试验矿段之前就全部掘完,规格 $2.2 \text{ m} \times 2.0 \text{ m}$,采准比 4.3 m/kt ,所有采准工程均布置于矿体下盘,一般不需要支护,局部破碎地段采用管缝式锚杆支护。采准施工设计见图9-91,所有试验矿段采准工程量见表9-69。

(2) 切割工程。试验矿段的切割工程主要是底柱回采和人工底柱构筑及分层巷道掘进。采准切割的工程量见表 9-69。

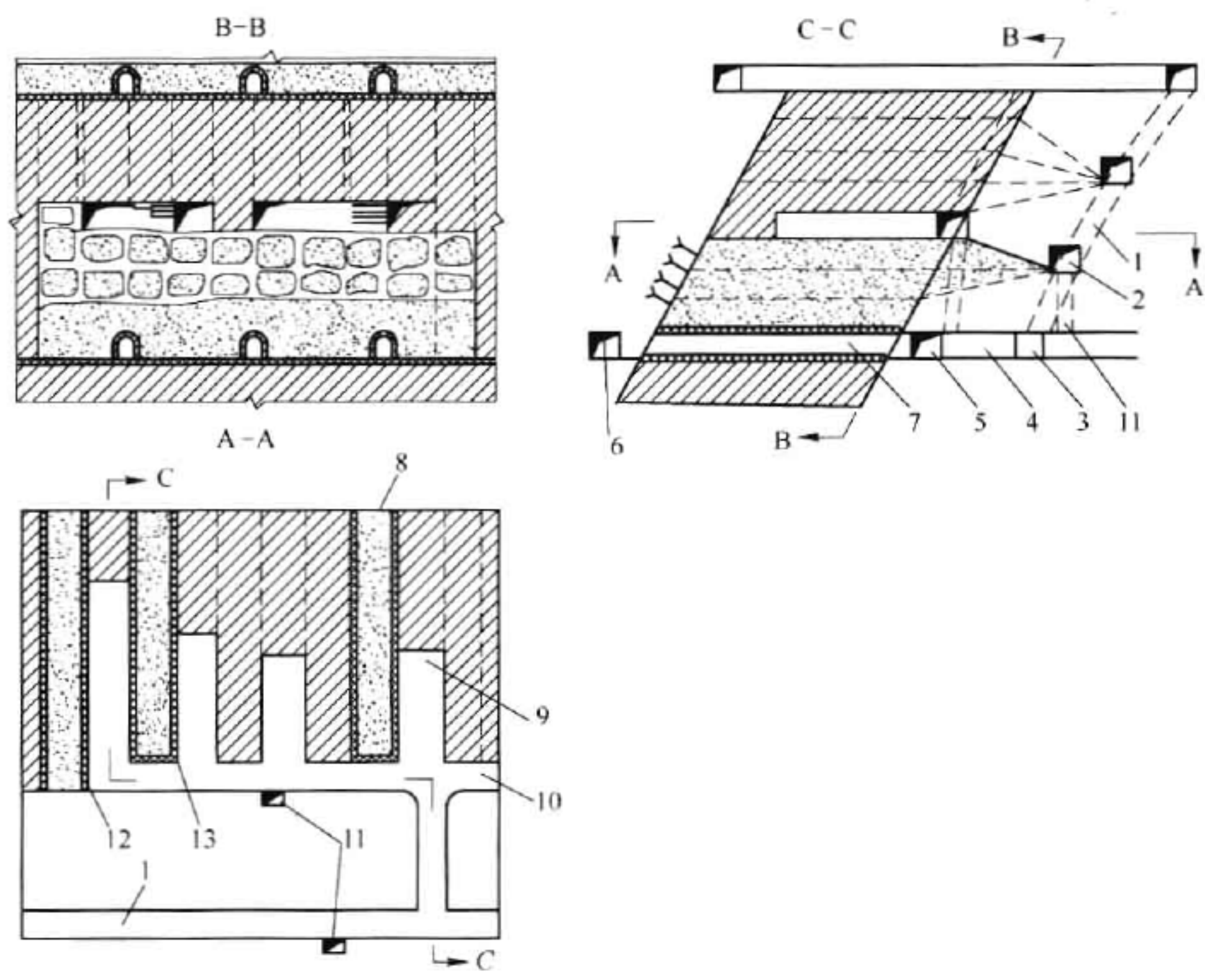


图 9-91 人工底柱类框架结构宽进路上向分层尾砂胶结充填采矿法方案图
1—采准斜坡道;2—联络道;3—脉外巷;4—穿脉;5—沿脉巷;6—上盘回风巷;7—假巷;
8—人工间柱;9—进路;10—分层巷道;11—溜矿井;12—砖墙;13—隔离墙

表 9-69 采准工程量表

工程名称	规格/m × m	工程量/m	工程量/m ³	备 注
斜坡道	3.2 × 2.8	186	1666.56	
1 号溜井	1.8 × 1.8	17	55.08	
2 号溜井	1.8 × 1.8	20	64.80	
分层联络道	3.2 × 2.8	340	3064.4	7 层共 14 条
分层巷道	3.5 × 3.5	976	11956	7 层共 14 条
溜矿井	1.8 × 1.8	54	174.96	一分层、二分层回采时 5 个溜矿井和斜坡道掘进时的废石溜井
充填通风井	1.8 × 1.8			为原有工程
出矿巷道	2.4 × 2.2	15	78.2	
维修硐室	5.0 × 3.2	18	257	包括地沟
总 计		1626	17300	

(3) 具体设计与施工。分层巷道由分层联络巷在矿体下盘掘进沿脉巷道,规格为 3.5 m × 3.5 m,它既是切割巷道,也是采准巷道。底柱回采使用上向水平分层尾砂胶结充填

法回采。回采分两步,先采一步宽 7.0 m,尾砂胶结充填;二步采宽 8.0 m,尾砂充填。底柱回采高度 6.0 m。因 I 号矿体水平厚度较大,矿石平均品位较高,所以为减少采矿损失,在底柱中铺设人工假底及相应假巷,以利于下中段顶柱回采及采场通风和充填。在底柱每步回采结束后充填前,首先铺设由钢筋混凝土构筑的人工假底。混凝土厚 0.5 m,主钢筋直径 14 mm,副筋直径 12 mm,网度为 300 mm × 300 mm,混凝土保护层厚 100 mm,混凝土强度为 C15,人工捣筑。在设有溜井、人行井的穿脉巷道中,待底柱切割回采完成后,需相应地构筑人工假巷,以作为上部矿体回采时出矿及回风巷道之用。假巷规格为 2.2 m × 2.3 m,先用料石砌成高 1.6 m、厚 0.3 m 的石墙,后立三心拱模,铺满模板,加钢筋网浇注 C15 号混凝土而成,混凝土厚 0.3 m,所用钢筋和网度与人工假底相同。为了保证回采作业安全,防止大面积沉降,根据有关专家建议,在底柱回采过程每隔 40 m 需构筑一个人工间柱。即在切割回采完成后的进路中,先铺假底,再在两帮喷射混凝土隔离墙,墙厚 0.5 m,然后由里向外用毛石砌筑 3 至 4 个 3 m × 3 m 的料石柱,直至采场顶板,再在料石柱四周喷射一层 0.1 ~ 0.2 m 厚混凝土,其余空间用 1:10 尾砂胶结充填而构成一个强度较高的人工间柱。此后进路回采时,也在其料石柱相应部位继续构筑,直至采场上盘或采场顶部。在底柱回采结束后,所有空间用尾砂胶结充填(一步)或尾砂充填(二步)时,其接顶的 0.5 m 用 1:4 灰砂比的胶结料充填浇面,以利于上一分层进路回采时铲运机行走、铲运矿石,从而降低矿石的二次损失、贫化。试验矿段切割回采出矿石 72206 t,构筑混凝土工程量 4886 m³。

9.10.3.3 回采工艺

宽进路垂直矿体走向布置,以利于减少上盘断层暴露面积,便于顶板维护和提高矿石回收率。第一分层回采进路尺寸:一步、二步均为宽 5.0 m 高 3.5 m;第二分层后回采进路尺寸:一步进路宽为 7.0 m,二步进路宽为 5.0 m,高均为 4.5 m,采用上向分层回采。整个试验矿段长 120 m,每分层分成 4 个小采区,采用后退式回采,由南向北依次回采,给换层创造有利条件。每个小采区内分一步、二步进路回采。首先回采南端第一个采区的 3 条一步采进路,及时胶结充填,然后再采第二采区的一步采进路,待这 3 条进路回采结束后,再返回第一采区进行回采二步采进路,依此类推,回采充填进行平行交叉作业,直至整个分层回采结束,并及时换层,持续生产。

A 凿岩

采矿凿岩时,前期采用 7655 型气腿式凿岩机凿岩,后期采用法国 MERCURY-14 型单臂液压凿岩台车。采用手持式凿岩机回采时,先沿进路长度方向掘一条切割巷道,再扩帮压顶至设计尺寸。压顶采用控制爆破技术,眼深 2.0 m,最小抵抗线 0.6 ~ 0.7 m。每条进路回采作业都以下盘沿脉分层巷道为起点,按 1% ~ 3% 的下向坡度向前回采。当用凿岩台车回采时,沿进路全断面一次推进,要求严格控制进路方向,断面规格及采场高度,要达到同一分层回采高度一致。

B 爆破

爆破采用 2 号岩石硝铵炸药,毫秒延期非电导爆管、火雷管起爆系统起爆。人工装药,顶眼采用空气间隔装药,装药密度为 0.15 ~ 0.2 kg/m;落矿眼采用柱状反向连续装药结构,装药密度为 0.4 ~ 0.5 kg/m。

C 采场通风

采场通风由整个矿山通风系统所造成的负压来实现。新鲜风流由斜坡道、联络巷道、分

层巷道进入采场工作面。冲洗工作面后,风流经由充填回风巷将污风排至-145 m 中段上盘的回风巷中,再由连接回风巷的通风井排至地表。

D 出矿

采场出矿采用芬兰 TORO-250BD 型柴油铲运机完成。每次爆破通风后,先对采场顶板进行人工清理,然后用水洒透矿堆除尘。矿石用铲运机铲运,直接运至脉外溜井或分层巷道里的脉内溜井,倒入下部中段穿脉巷道,再由铲运机送至中段矿仓。一般运距在 100 m 以上,运矿能力达 60 t/h 以上。

E 采场支护

采场支护方式有两种:一是锚杆支护;二是锚杆-金属网联合支护。采场顶板局部破碎地段、矿体上盘断层顶板暴露部分,均用管缝式锚杆支护,锚杆直径 41 mm,长度 1.5 ~ 1.8 m,锚杆网度 1.0 m × 1.0 m,锚杆支护一般采用锚杆台车完成。破碎地段采用锚杆金属网联合支护,金属网采用 8 号铁丝编制,网度为 50 mm × 50 mm。根据数年生产实践,采场顶板没有发生较大事故,达到了安全生产。

回采作业的劳动组为综合作业方式,三班作业,每日一班凿岩、一班通风、一班出矿。

9.10.3.4 类框架结构的构筑与采场充填

A 类框架结构的构筑

该采矿方法试验研究的关键是采场的类框架结构。所谓类框架结构就是在一步进路回采结束后,用喷射混凝土和高强度充填体构筑一个类似框架结构的结构体,将充填体包裹起来,并形成一个整体,来实现充填体的整体性和提高其强度。同时,也利于提高采场稳定性,保证安全作业,提高矿石回收率及降低采矿贫化。这在 20 世纪 80 ~ 90 年代中国黄金矿山充填材料和充填技术不十分过关的时候,即充填体强度自立性达不到要求是一种过渡技术。其构筑方法是:在一步采进路回采结束后,首先在采场两帮由底部至顶部喷射混凝土隔离墙,墙厚 0.5 m,分两次施工完成。喷射施工注意事项:一是前后两次要间隔一定时间;二是每一次喷射厚度不能大于 0.3 m,并要喷射均匀;三是喷射时,喷枪要垂直工作面;四是给水要均匀并有一定压力。射隔离墙施工完后进行充填准备,进路用圆木和木板封堵,外面喷射一层混凝土,以防止充填料渗漏。在隔离墙底部留出一个 200 mm × 200 mm 的泄水孔,在采场内设直径 100 mm 的塑料管至泄水孔外,塑料管上钻凿直径 20 mm 孔多个,用麻布片包好,用于充填泄水,然后在进路最高处架设充填管和排气管,最后进行充填作业。

B 充填作业

充填作业由里向外进行,待充填至一定高度后,即保证预留 0.5 m 空顶高度,停止充填,待脱水后以 1:4 的胶结充填料一次充填至接顶。由于进路外高里低,故充填接顶易于实现。这样,就由进路两帮的喷射混凝土隔离墙和进路接顶充填体及底部胶结充填料构成一个高强度的混凝土框架结构体,以保证进路各项试验工作顺利进行。

C 类框架结构宽进路上向分层胶结充填法的主要特点

(1) 采切工程量小。由于采用下盘脉外斜坡道及采准联络巷道的采准方式,采切工程量仅为 4.3 m³/kt。而且,大部分采准工程是脉内掘进,只有脉外斜坡道和分层联络巷道掘于岩石中,占整个采准工程总量的 38.5%,无功工程量小,因此,采准工程费用低。

(2) 采用构筑人工底柱的方法,改变了传统的先采矿房后采矿柱的回采工艺,提高了矿石回收率,达 20% 左右,比通常的矿柱回采更安全,经济效益好。

(3) 类框架结构,解决了充填体强度不高和充填不接顶的技术难题,改变了采场顶板应力分布状况,有效地控制了地压,确保回采作业安全,降低了采场的采矿损失率、矿石贫化率。

(4) 采用先进的无轨设备,大大减轻了工人的劳动强度,同时也大大提高了采矿各种效率及采场生产能力(平均达 150 t/d)。

(5) 生产组织灵活。由于实行分区平行作业,4 个小采区可多头作业,生产组织非常灵活,既可满足生产采区作业需要,也可满足矿山生产需要。

(6) 保证安全生产。类框架宽进路胶结充填采矿法和其他采矿方法相比,回采速度快,充填体强度高,顶板暴露面积小,充填及时,更有利于破碎矿床的回采。

9.10.3.5 技术经济指标

A 主要技术经济指标

人工底柱类框架结构宽进路上向分层胶结充填采矿法,通过 6 年的生产试验和推广应用,不仅证明它完全适用于新城金矿这种矿体形态多变,开采技术条件复杂,节理裂隙发育,中等稳固,中厚以上的矿岩条件,而且在生产中也取得了较好的技术经济指标。

经 6 年矿山生产平均统计计算,其主要技术经济指标如下:盘区生产能力 150 t/d;采矿损失率 6.37%;矿石贫化率 5.0%;采切比 4.3 m/kt;铲运机出矿台效 60 t/台时;矿石综合成本 134.03 元/t。

B 矿山经济效益

该采矿方法与过去所用的采矿法相比,由于在底柱中构筑了人工假底,在底柱回采中,采矿损失率降低了 20%,所以使整个底柱减少采矿损失 13500 t,多回收黄金 154.06 kg。同时,进路回采使采矿损失率降低了 6.33%,矿石贫化率降低 3.65%,每年可减少采矿损失 3179 t,多收黄金 39.43 kg。再加上采切工程,且大部分采准工程在矿石中掘进,每年节省掘进岩石巷道 220 m,每年多回收副产矿石 1952 t。

9.10.3.6 评价

(1) 类框架结构具有新颖性、创造性,可弥补充填体强度不足的缺陷,增强了充填体的整体性能,防止充填体坍塌。

(2) 此法在构筑人工隔离墙方面,特别是进路侧帮顶部喷射难度大,并且出现过上部充填体塌落现象。如进一步改进喷射混凝土工艺和喷射能力,可进一步提高盘区生产能力,降低生产成本,提高矿山生产能力与经济效益。

9.11 下向分层胶结充填采矿法

下向分层胶结充填法在岩金矿山应用较晚,是 1983 年首先在山东招远金矿灵山分矿开始应用,但岩金矿山有些高品位的矿岩破碎矿床,适合采用该采矿方法,故发展速度较快,并取得了许多的先进经验,已在全国黄金及有色矿山中推广。

岩金矿山应用下向分层胶结充填采矿法的特点有:

(1) 用在 20 m 以下的厚、中厚及薄矿体中,使用沿走向布置进路。仅黄狮涝金矿在开采时采用垂直走向布置,正常回采仍采用沿走向布置进路。进路均有 8°左右的倾角,以便充填料的自流接顶。

(2) 中国岩金矿山采用下向分层充填法的方案较多。在进路布置上有单翼布置的,亦有 V 形布置的;在进路尺寸上有 2 m × 2 m ~ 2.5 m × 2.5 m 的一般进路,亦有 4 m × 4 m 的高

进路和六角形进路方案;有常见的在分层内布置多条进路,亦有国内首次使用成功的单进路的下向进路胶结充填法方案,还有在薄缓矿体中单层进路回采的下向进路胶结充填采矿法,如百里店金矿平均矿厚为 0.8 m,倾角为 30°,采用单一进路回采。

(3) 应用下向分层充填采矿法的矿山,均为中小型矿山,所采用的充填系统,绝大部分为生产能力不大的简易充填系统,凿岩均为手持式气腿凿岩机,运搬均采用电耙出矿。

(4) 充填材料大部分以海沙作为骨料,仅诸暨金矿及前河金矿使用碎石作为粗骨料。充填体强度与水泥用量与有色矿山相近似(见表 9-70)。

表 9-70 充填体强度与水泥用量对比表

矿 山 名 称	灰砂比(水泥用量)	充填体强度/MPa
灵山金矿	1:6(233.4 kg/m ³)	2.45
诸暨金矿	1:3.6(200 kg/m ³)	6.5
界河金矿	1:5	4
	1:10	1.5
前河金矿	1:3.5(125~187.5 kg/m ³)	3~4
大水清金矿	1:4	2.1~3.0
柏坊铜矿	1:3.6	5
金川镍矿	150~220 kg/m ³	
瑞典加彭贝里铅锌矿	1:10~1:12	1.5~2.0

(5) 从各项技术经济指标来看,岩金矿山下向分层充填采矿法的损失、贫化指标与其他矿山近似,但采场生产能力与使用相同设备的先进矿山相比,是比较低的(见表 9-71)。

表 9-71 技术经济指标对比表

矿 山 名 称		生产能力/t·d ⁻¹	工效/t·工班 ⁻¹	采矿损失率/%	矿石贫化率/%
灵山金矿		32.5~45.23	4.88	6.8	4.13
界河金矿		32		7.98	5.25
前河金矿		40.6	3.12	5.74	9.02
诸暨金矿		21~24	3.5	<10	<10
大水清金矿	高进路	31.25	7.81	0.82	14.1
	一般进路	25	6.25	0.87	13.8
金川镍矿	高进路	94.3	7.5	5	7.8
	一般进路	50	7.3	4.4	7.9

下向分层胶结充填采矿法工艺创新及其应用主要表现在:

(1) 碎矿石垫层及铺盖塑料薄膜。为减少爆破对充填体的影响,在出矿时留下一层厚 20 cm 的碎矿石,在其上铺盖塑料薄膜,再进行充填。回采进路爆破时,因有层碎矿石垫层对充填体的破坏影响大为减少,并使顶板平滑。这一创造是极为实用的,自 1983 年在灵山

金矿应用以来,在全国的下向分层充填法中得到了迅速的推广。

(2) 预埋钢绳。在进路充填前预埋两条钢丝绳,回采下一分层对应进路时,用这两条钢丝绳悬挂电耙的滑轮。这是一项非常简便而又实用的创造。这项技术首先在灵山金矿应用,然后在全国使用电耙出矿的下向分层胶结充填法中得到推广。

(3) 黄土充填。前河金矿在进路充填最上部 0.4 m 左右的高度上,为了增强混凝土的流动性,便于结顶和减少水泥用量,在充填料中加入 200 kg/m^3 的黄土。因充填进路下部已充填了厚 1.5 m 的承载层,故加入黄土不影响整体进路的强度,且取得了良好的结顶效果。

(4) 充填接顶信号灯。界河金矿充填时,在充填密闭墙外设一指示灯,其导线的接触点设于充填小井处,并断开。当充填料充满后,带有水泥颗粒的液体使接触点导通,指示灯开始亮,说明已充填到位,停止下料,以避免跑浆。

(5) 为解决充填未完全接顶问题,有的矿山先在欲充填的进路中的顶板上安装 40 cm 高的圆木柱,充填后,即使未接顶,亦有木柱支撑。

(6) 在两步回采进路中,如在第一步骤进路结顶完全和充填体有足够的强度,在第二步骤进路充填时,可留下高 1 m 的空间,减少一部分充填料,使充填成本下降。

(7) 露天开采转地下开采的经验。大水清金矿露天开采转地下开采时,采用下向分层胶结充填法,是在露天底部铺设假底,作为开层时的顶板,从而解决了一般下向分层充填法开层难的问题。

应进一步研究、改进和提高的问题有:

(1) 提高机械化装备水平。目前岩金矿山在下向分层胶结充填采矿法中,采场运搬大多使用电耙,只有个别矿山使用铲运机。为了提高采场生产能力,应推广使用铲运机出矿。在中型矿山中,有条件时,可考虑使用凿岩台车凿岩,实现全面机械化作业。

以金川镍矿为例,可以说明提高机械化装备水平及加大进路尺寸是提高采场生产能力的主要途径。金川龙首矿普通进路的采场生产能力为 50 t/d;高进路为 99 t/d;而金川二采区机械化下向分层充填采矿法的生产能力则为 150 t/d。

(2) 使用膏体充填或高浓度充填技术。使用下向分层胶结充填的岩金矿山,应研究使用膏体充填或高浓度充填技术。使用该项技术可以提高结顶质量及提高充填体强度。

9.11.1 灵山金矿下向分层胶结充填采矿法实例

山东招远灵山金矿 5 号脉为一中厚急倾斜扁豆状矿体,储量大,品位高。在生产实践中曾经先后应用过上向水平分层尾砂充填、竖分条浅孔留矿、上向水平分层胶结充填等采矿方法,因为矿岩破碎效果均不理想,后经研究改用下向胶结充填采矿法。

9.11.1.1 矿床开采技术条件

灵山金矿 5 号脉属花岗岩化作用,是再生中温热液破碎带蚀变岩型金矿床。矿体为扁豆体,赋存于构造断裂带中。埋藏标高在 -115 m 至 -280 m 之间,平均水平长度 165 m,倾向延伸深度 100 ~ 140 m,最大厚度 16 m,平均厚度 4 m。矿体倾角 $45^\circ \sim 70^\circ$ 。矿石母岩和上盘围岩为花岗质碎裂岩、糜棱岩,岩体结构松散,节理发育,极不稳固,下盘岩石为绢云母化钾化花岗岩等,较稳固。

9.11.1.2 充填料制备与充填系统

A 充填材料及其配比选择

下向分层胶结充填采矿法的主要特点之一是工人在人工假顶下作业,要求充填体必须具有足够的强度和稳固性。合理地选择充填材料及其配比,对保证充填体质量具有重要作用。根据质优价廉、数量充分的原则,选用了废石场的筛余细碎石、分级尾砂和河砂,并作了材料性质试验(见表9-72)。试验证明,它们都是理想的充填材料。充填材料的粒度组成见表9-73。胶凝材料采用强度等级40.0硅酸盐水泥。充填砂浆必须具有一定的流动性,取其浓度为80%~83%。灰砂比第一分层为1:4,以下各分层下部为1:6,上部为1:8。

表 9-72 充填材料的物理性质

材料名称	细度模数	密度/ $\text{g} \cdot \text{cm}^{-3}$	孔隙率/%	渗透系数/ $\text{cm} \cdot \text{h}^{-1}$
细碎石	2.54	2.80	43	288
河 沙	2.29	2.60	42	144

表 9-73 充填材料的粒度组成

细 碎 石			河 沙		
粒径/mm	分计筛余量/%	累计筛余量/%	粒径/mm	分计筛余量/%	累计筛余量/%
+5	15.56	15.56	+2.8	20.22	20.22
+2.5	20.58	36.14	+1.24	27.97	48.19
+1.2	13.27	49.41	+0.5	26.31	74.50
+0.6	20.92	70.38	+0.2	14.34	88.84
+0.3	12.96	83.34	+0.074	4.04	92.88
+0.15	9.50	92.84	+0.034	2.90	95.78
+0.07	4.00	96.84	-0.034	4.22	100
-0.07	3.16	100			

B 充填系统

在试验和生产中采用了简易充填系统,由地面制备站、下料钻孔和井下充填耙道三部分组成。地面制备站包括1个100 t的袋装水泥库和1个250 m²的砂料场,以及制浆和搅拌装置。水泥用人工拆包制成浆,经管道自流输送到搅拌机(800 L)。砂料用人工上料由皮带运输到装有振动筛的计量漏斗内,然后一次卸入800 L搅拌机内。制备好的充填料通过钻孔和井下充填耙道输往采场,如图9-92所示。

该系统的优点是简单可靠、投资少、基建快、易操作、制浆浓度高。主要缺点是人工上料、间隔搅拌、生产能力低;在充填中断时,充填体出现分层结构,产生水平弱面和垂直弱面,削弱了人工顶板的稳固性。为克服此缺点,建立了新的充填系统。用螺旋喂料机代替人工上料,改用散装水泥,建立了卧式砂仓,用电耙耙运至喂料机上料。

9.11.1.3 矿房回采

A 采场结构参数与采准工程布置

矿房沿走向布置,长50 m(试验采场长25 m),宽为矿体厚度,阶段高度40 m。采准工程的布置尽量利用已有的探矿工程。在下盘岩石中布置人行通风井与溜矿井各1个,二者用

分层横巷连通。在脉内布置充填井,位于采场一翼。采场结构及工程布置如图 9-93 所示。

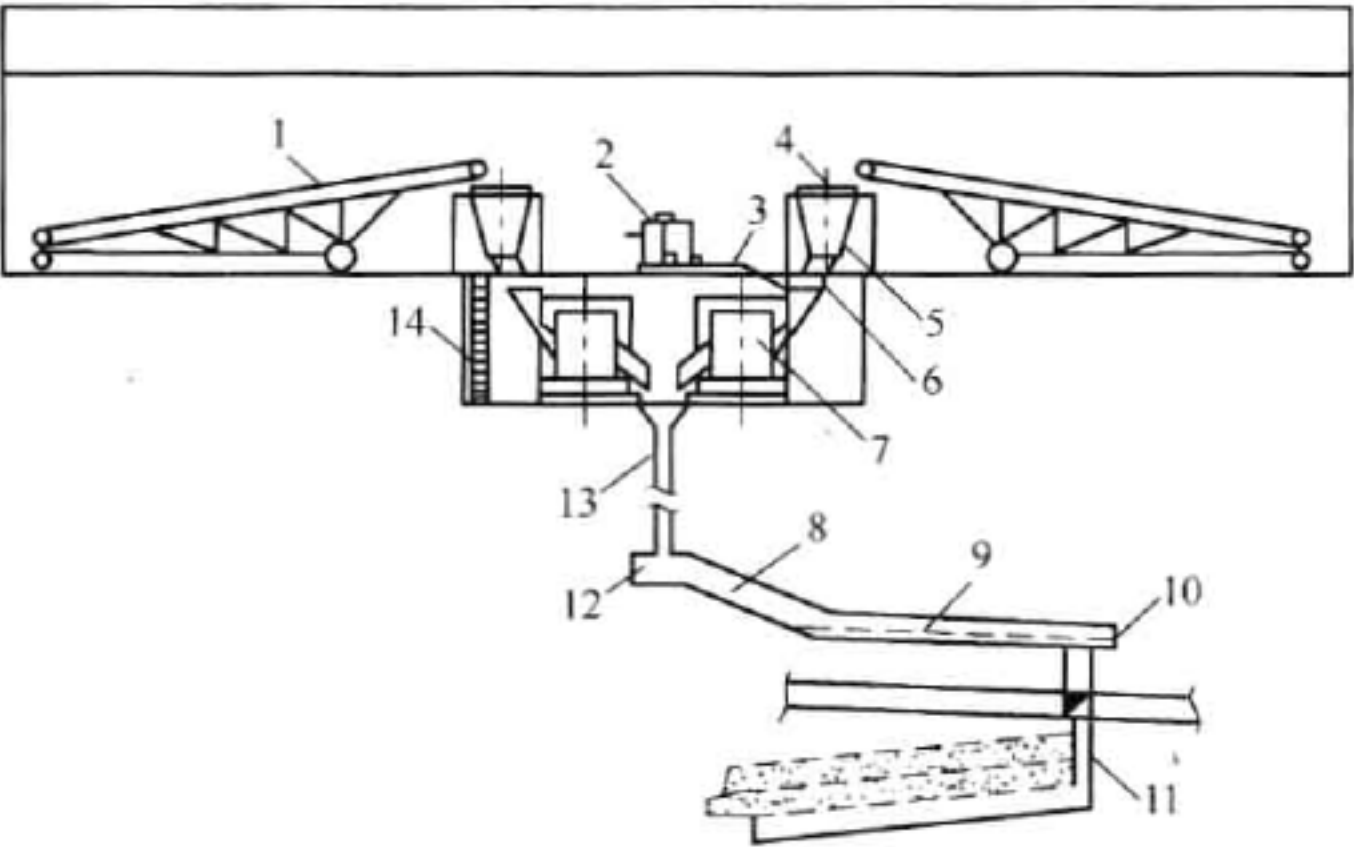


图 9-92 简易充填系统示意图

1—皮带运输机;2—制浆桶;3—出浆管;4—振动筛;5—计量漏斗;6—扇形闸门;7—搅拌机;8—溜槽斜巷;
9—电耙平巷;10—电耙;11—充填小井;12—钻孔硐室;13—充填钻孔;14—人行金属梯

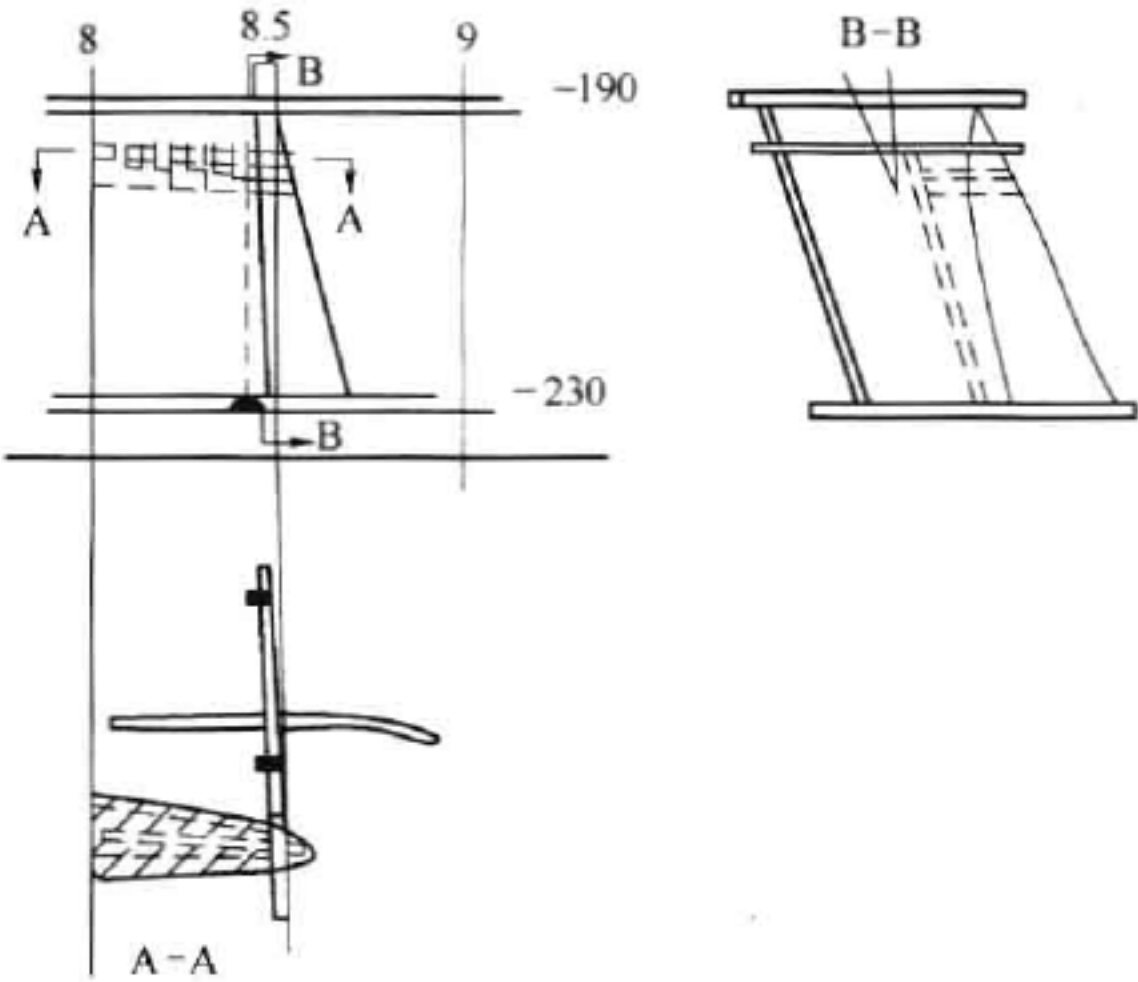


图 9-93 采场回采方法示意图

B 回采工艺

回采工作自上而下分层进行,分层高度 2.2 ~ 3 m。第一分层之上留有 3 ~ 4 m 顶柱。开层时首先掘进分层横巷,然后由分层横巷沿走向掘进回采进路,进路宽 2.5 ~ 4 m,余量待最后扩帮回采。用 7655 型凿岩机凿岩,每个工作面布置 14 ~ 16 个炮眼,孔深 1.5 m,在分层横巷和回采进路端部分别安装 7.5kW 电耙进行接力运搬出矿。回采第一分层时,工人是在破碎的矿石顶板下作业。为保证安全,采用 1 m × 1 m 的楔管式锚杆护顶,个别采场用木立柱支护。充填前应作好备料、检查通讯线路等工作,并在进路底板上铺矿石垫层、预埋钢绳,覆盖塑料布,以及敷设钢筋、安装吊筋和构筑隔墙等。各分层进行最后一次充填时,还要封闭好矿石溜井,转移采掘设备等。为了保证充填接顶,根据充填料的自流性能,设计时取进路坡变为 8°,实际表明 3° ~ 5° 即可。每

分层的回采顺序是间隔进路回采,采完充填,养护 3 d 再采,全部采完后与分层横巷一起充填,养护 5 d 后即可转采下一分层。回采作业采取三班工作制。每班两个工作面交替作业,1 条进路凿岩爆破,另 1 条进路出矿,劳动组织采用综合工作队形式,全部工作由一个工作队承包。

C 回采中应用的新技术

回采中应用的新技术有:

(1) 预留碎矿石垫层加盖塑料薄膜。在下向胶结充填的过程中,分层的底板上积存一部分粉矿,若不采取措施,将被充填料中的水泥胶结而损失。为此,采用了留碎矿石垫层加盖塑料薄膜的新技术。进路回采完毕后,将其两侧未耙净的矿石用人工耙到进路中间的低凹处,形成约厚 20 cm 的矿石垫层,并沿进路方向将其平整成 3°~5°的坡度。然后在矿石垫层上覆盖一层塑料薄膜,薄膜两侧紧贴进路周帮并高出底板 10~15 cm,再用大块矿石压住,以防被充填料浆冲走。

这种工艺的优点是:可避免高品位粉矿的损失,减少了人工耙矿及平场工作量,防止了回采爆破时对充填体的破坏,降低了水泥耗量,可以保证充填体平整光滑,不需要处理顶板,给人以安全舒适的感觉。

(2) 悬挂电耙尾轮新技术。一般在固定电耙尾轮时,需用木撑和锚杆,费时费力,有时还可能将锚杆拉出,木撑拉断。为解决这一问题,灵山金矿采用了预埋钢绳悬挂电耙尾轮的新方法。进路采完并铺上矿石垫层后,在其上沿进路纵向敷设两根直径 10~15 mm 的废钢绳。二者相距约 2 m,各距进路帮 1 m。在进路尽头,将钢绳固定在锚杆或木柱上。另一端固定在进路口的木桩上,并将其稍微拉直。之后,在矿石垫层上盖好塑料薄膜,作好其他准备工作即可进行充填,在下分层掘进回采时,随着工作面向前推进,顶板上始终悬吊着两根钢绳,出矿时将此钢绳在紧靠工作面顶板处用钢丝绳卡围成一个圆圈,挂上尾轮,即可耙矿。实践表明,此法工艺简单,效果良好。主要优点是:免去了出矿前打锚杆眼及安装锚杆的工序,节省了锚杆,降低了出矿成本 0.4 元/t;不受岩石性质的限制,在松软破碎的矿岩中同样可以有效地应用。

9.11.1.4 评价

(1) 主要技术经济指标(见表 9-74)。

表 9-74 主要技术经济指标

指标名称	数 量		指标名称	数 量	
	设计	实际		设计	实际
采准切割比/m·kt ⁻¹	17.0	19.4	综合工效/t·工班 ⁻¹	2.85	2.97
采场生产能力/t·d ⁻¹	38.8	32.5	矿石贫化率/%	10.32	4.13
回采工效/t·工班 ⁻¹		4.0	采矿损失率/%	13.37	6.8

(2) 下向胶结充填采矿法在灵山金矿应用是成功的,方法安全可靠,简单可行,效果显著,解决了灵山金矿 5 号脉的难采问题。

9.11.2 诸暨金矿下向分层胶结充填采矿法实例

浙江诸暨金矿矿床品位较高,平均品位为 8.8 g/t。但矿体和上、下盘围岩均不稳定。

1985年曾用留矿采矿法和分段空场法开采,不仅作业不安全,而且采矿损失贫化也很高,分别为30%和35.6%,个别区段采场发生过大冒落,不能持续生产。1986年开始下向分层胶结充填采矿法的试验工作,并取得了成功,现已成为该矿的主要采矿方法,用该法采出矿石量约占总量的90%。

9.11.2.1 矿床开采技术条件

矿床赋存于双溪坞群的混合石英闪长岩体与混合片麻岩带的过渡部位,并严格受北东东向韧性断裂控制。矿体下盘为混合石英闪长岩,上盘为角闪斜长混合岩及变粒岩。

矿床类型为含金石英脉与千糜岩复合型,位于韧性断层的弧形带中,矿石为原生黄铁矿石英脉型及黄铁千糜岩型金矿石,两者共处于矿体中,并由含金千糜岩间夹无数个含金石英脉透镜体组成,千糜岩片理构造发育。

矿体上、下盘两侧均有厚1~2m的千糜岩,蚀变强烈,遇水膨胀易冒,极不安全。

矿石 $f=4\sim6$,密度 2.97 t/m^3 ,松散系数1.8,岩石 $f=4\sim10$ 。矿体形态为不规则脉伏,沿走向和倾向膨缩明显,走向北东 60° ,平均倾角 60° ,平均厚度2.63m。

矿区位于低矮丘陵地带。井下涌水量 $16\sim17\text{ m}^3/\text{h}$,围岩为隔水层,水文地质条件较简单。

9.11.2.2 矿块构成要素与回采顺序

以-10m中段9线采场为例。该区段为中厚矿体,呈透镜状,其上、下盘均有厚1~2m的千糜岩,矿岩均为不稳固易冒落,开采条件较复杂。采场在7~11线之间,长55m,垂高32.2m,宽为水平厚度,最厚13m,平均5.9m,倾角 $55^\circ\sim60^\circ$ 。采场进路回采的顺序是第一分层以9线天井为中心,沿走向上坡 $8^\circ\sim10^\circ$ 先向7线回采,采完后立即充填,而后再从9线天井同样向11线回采充填,这样进路呈“V”字形。同一分层如有两条以上的进路,那么先采矿体上盘的,后采矿体下盘的,最后采中间的进路,但每条进路采完后一定要先充填好才能转采别的进路。

9.11.2.3 采准、切割工程的布置

A 脉内天井方案

9线采场在9线沿上盘矿体内掘一双格天井,供出矿、行人、通风和下料用。该天井是利用原有天井经改造后重新上掘而成,倾角 60° ,用木材和锚杆联合支护,下部与-10m9线出矿横巷相接。+24m中段,在9线、11线处掘横巷接双格天井与充填井。随着自上而下的逐层回采,仍保留好9线行人和下料天井(见图9-94)。采场采切工程202.75m,采准矿量2.46万t,含金品位 11.3 g/t ,采切比为 8.2 m/kt 。

天井虽经木材锚杆联合支护,由于矿体破碎,一个月后井四壁不断冒塌,双格不复存在,造成支护材料堵塞漏斗,影响放矿和正常生产,后经混凝土浇灌才保存了天井。因此,在这种情况下矿里又设计了下盘脉外天井方案。

B 脉外天井方案

如13线采场天井布置在矿体下盘脉外的采场中央,离矿体6~8m,其他采切工程布置与脉内天井方案相同,只是每分层进路要多掘脉外联络巷,增加了切割工程量,其采切比为 19.4 m/kt ,比脉内天井方案多6~10m/kt,但由于采场无需保留天井矿柱,回采率可达100%,多回采的矿石与多掘联络巷的费用基本抵消,且无天井的日常维护费用,也保证采场

持续稳定生产,因此在矿体破碎围岩相对稳固的情况下,该方案是可取的。

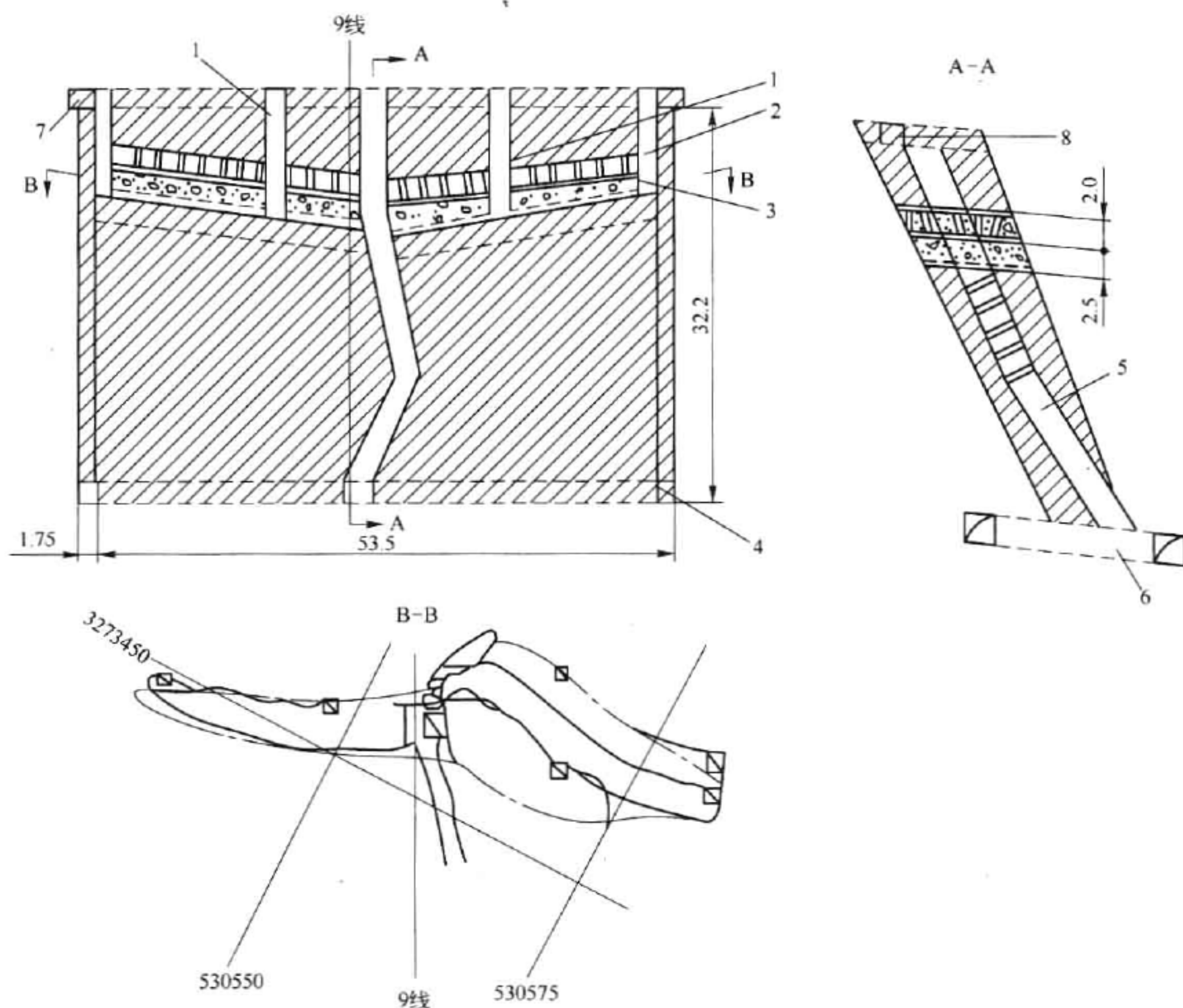


图 9-94 下向胶结充填采矿法脉内天井方案

1—辅助充填井;2—充填井;3—已充填进路;4— -10 m 水平运输巷道;5—行人溜矿天井;
6—出矿穿脉;7— $+24$ m 穿脉;8— $+24$ m 运输巷道

9.11.2.4 回采

A 开层工作

回采工作自上而下进行。9 线采场第一分层高为 2 m,第二分层及以下各分层高 2.5 ~ 3 m,进路宽度靠矿体上下盘为 2.5 ~ 3 m,中间进路根据矿体实际厚度而定,一般为超过 3.5 m,每分层整层采充后即转层。

第一分层的回采是该方法成败的关键。无论回采、支护、充填每一环节均要保证质量不能疏忽,这样才能达到安全生产。该分层矿体破碎,易冒落,进路要随掘随支,不能有 1 m 以上的暴露面。凿岩爆破必须严格控制,进路护顶和上盘护帮用直径 37 mm 的变径楔管式锚杆加金属网,排距为 1 m,间距 0.8 ~ 1.2 m,随后用木材支护,木板和竹编背顶护帮,靠上下盘进路采用棒口接,中间进路可用碗口接,支护间距 1 ~ 1.5 m,木材直径不小于 15 cm,支架相互横撑联接,提高承载能力,靠矿体上盘进路围岩锚杆支护的排距 1.2 m,间距 1.5 m,排

与排梅花形布置。下盘进路围岩视稳固程度确定是否需锚杆支护。在回采预备层以下各分层时,工人在钢筋混凝土假顶下作业,仅对暴露的上盘围岩用锚杆支护,在空顶距大的区段还需支立柱顶实,其间距 2~3 m,若顶压不大,可在充填前将立柱部分回收。

B 落矿

回采凿岩与锚杆孔均采用 YT-24 型气腿凿岩机,炮孔用一字形钎头,直径 40~42 mm,锚杆孔用柱齿形钎头,直径 34~36 mm。为避免对顶板与上下盘围岩的震动破坏,周边眼距进路所要求的轮廓线 0.8 m 左右,炮眼一般在 8~10 个,以实现控制爆破。用 2 号岩石炸药,为使爆破的松动圈不致过大,采用少装药和间隔装药方式,掏槽孔装药系数 0.7 左右,辅助孔装药系数 0.5 左右,周边眼间隔装药系数 0.3 左右。爆破后既块度均匀,又保持进路的稳定性。

为保证爆破作业的安全,采用一次点火。用直径 35 mm 左右,长 40 mm 小竹筒作为导火线,竹筒周围钻两排 16~20 个相互错开的孔,孔径 8 mm,将导火线插入孔内,用导火线的长短控制起爆顺序,并达到一次点火起爆,效果很好,装药后用黄泥堵实炮孔,爆破率达 90% 以上。在 2.5 m×2.5 m 进路中,每循环进尺 1.5 m 左右,爆下矿石 25 t 左右。

C 出矿

采场出矿设计采用 7.5kW 电耙,由于一、二分层各条进路均用木材支护,且矿体形态变化大,进路弯曲,不宜使用电耙,采用人工手推胶轮车出矿,这样工人劳动强度大,效率不高。

D 采场通风

+24 m 水平矿房有出口 4 个,通风条件较好。进路与充填井未掘通前用 2.5kW 局扇通风。为防止风机噪声和减少能耗,拟利用充填体未接顶的空间,在进路充填前每隔 3~4 m 垂直预放一个圆筒模,直径 20~30 cm,风流经此直通充填井的自然通风方案,污风经回风巷排至地表。

9.11.2.5 充填系统与充填工艺

A 简易充填系统

为使充填系统尽快投入生产,利用矿体东端 +24 m 水平的 23 线天井组成简易充填系统。该系统由破碎站、混凝土制备站、下料井、井下运料“U”型矿车 4 部分组成。地面制备站包括 JG-750 型混凝土搅拌机,40 t 袋装水泥库及 20 t 散装水泥桶。破碎用 PE250×400 型颚式破碎机,碎石(-3 cm)与河沙露天堆放,水泥人工拆包,充填料用定量斗车运至搅拌机集料斗内,加入搅拌,然后通过 23 线天井中的 $\phi 250$ mm 钢管卸入 0.5 m³ 侧卸式“U”型矿车,用人工推至充填井卸料,进路中人工辅助扒料。每班实际充填量为 20~25 m³,三班连续充填。

B 永久充填系统

该系统建在地表 5 线附近矿体下盘。充填净断面 2.5 m×1.5 m,分两格,一格下混凝土,另一格下废石料。永久充填系统与简易充填系统一样也由 4 部分组成。所不同的是,碎石仓为两个直径 5 m 的砖混筒仓,容积各为 100 m³,底部漏斗放料,破碎站为 PEX100×600 和 250×400 型颚式破碎机组成的二段破碎;两台 JZ750 型搅拌机,两台 50 t 散装水泥桶;充填井可延深到 -10 m,搅拌机房内装有吸尘装置,该系统可服务到闭坑。

C 采场充填

充填前要做好下述准备工作:

(1) 平场。平场目的是保证分层进路充填之间的平整结合,并使下一分层回采进路的混凝土顶板光滑平整。平场时必须将进路两帮堆积的矿石清除,保持回采进路的底板有一层厚度 100 ~ 200 mm 的碎矿石垫层,并可调整回采进路的坡度,充填前为使混凝土与两帮紧密胶结,还必须用水冲刷两帮矿岩粉。平场后即在进路两帮钻凿离底板高 200 mm、间距 2 m,孔深 1 ~ 1.2 m 的插横主筋孔。

(2) 铺塑料薄膜。目的是不使胶结充填料中的水泥浆下渗,保证垫层碎矿的回收与吊挂钢筋的吊环外露,为下层进路回采时混凝土人工顶板光滑平整安全作业创造条件。

(3) 钢筋的加工与敷设。进路采完后由地测部门验收,根据验收资料进行敷设钢筋的施工设计。各种不同规格和长度的钢筋由采矿班加工敷设。其主筋网度为 2 m × 2 m,横主筋用 $\phi 18 \sim 20$ mm 螺纹钢,纵主筋一般为 $\phi 12$ mm 圆钢,进路宽度较宽处则用 $\phi 18$ mm 螺纹钢,这对提高充填体稳定性效果很好。副筋网度为 0.66 m × 0.66 m, $\phi 6.5$ mm,钢筋沿进路底板敷设。吊挂筋和吊环用 $\phi 14$ mm 钢筋,吊环伸展长 0.5 m,加工成环后长度不少于 0.15 m,插入碎矿石垫层中并吊挂在纵横主筋交叉点上。纵横主副筋交叉点处用 20 号铁丝扎定垫好,离薄膜 5 ~ 10 cm,随后即可充填。

充填采场。按设计要求每立方米充填料水泥用量 200 kg。质量配比为水泥:河砂:碎石 = 1:3.0:6.0 = 200:700:1500 kg/m³,水灰比 1 ~ 1.2,试块强度 6.37 MPa。充填料在进路中要用人工辅助扒运,以提高充填系数和接顶长度。待充填到 1 m 以上时,水泥可减至 150 kg/m³,配比改为水泥:河砂:碎石 = 1:8:10 = 150:1200:1500 kg/m³,水灰比 1.2 ~ 1.3。为了减少充填量和充填井掘进量,并使在下分层进路容易发现充填井位置,在进路的充填井下筑设木架子来解决这一问题。每条进路充填完养护 3 d,就达到初凝强度,此时就可拆除封闭挡墙,养护 4 ~ 5 d 可进行相邻进路回采。

D 充填体稳固性

通过 3 年来的生产实践,总的说来这些充填体是稳固的,但也出现一些问题,如 9 线采场东第二分层采第三条进路时,由于该层的一、二两条进路充填均未能完全接顶,上层混凝土底板全部暴露,跨度达 12 ~ 13 m,出现了一分层混凝土底板沿进路纵向的裂缝,裂缝宽达 2 cm,后支撑了 5 根立柱,继续回采半个月,不见裂缝扩大。因混凝土产生张力破坏时,钢筋处于受拉状态,阻止充填体破坏的扩大。因此,进路充填体敷设钢筋是完全必要的。在采第五分层时也出现过局部充填体沉落,17 线采场和 3 线采场也出现过类似情况。

充填体在垂直面上有厚 0.3 ~ 0.7 m 的层状结构,对强度有一定的影响,这是由于充填不连续,水灰比和充填料配比不一致所造成的。

9.11.2.6 评价

(1) 下向分层充填采矿法在矿石品位较高、矿岩很不稳固的诸暨金矿使用是成功的,工艺技术可靠,作业安全,取得了良好的技术经济指标(见表 9-75),是开采此类矿床的有效方法。

表 9-75 主要技术经济指标

序号	指标名称	脉内天井	脉外天井	备注
1	采准切割比/m · kt ⁻¹	8.2	19.4	每日一班作业
2	采场生产能力/t · d ⁻¹	22		

续表 9-75

序号	指标名称	脉内天井	脉外天井	备 注
3	劳动生产率/t·工班 ⁻¹	3.5		
4	采矿损失率/%	6.62	0	
5	矿石贫化率/%	4.34		
6	炸药/kg·t ⁻¹	0.25		
7	雷管/个·t ⁻¹	0.38		
8	导火线/m·t ⁻¹	1.06		
9	木材/m ³ ·kt ⁻¹	11.7		
10	水泥/kg·t ⁻¹	68		
11	钢材/kg·t ⁻¹	0.41		
12	钎钢/kg·kt ⁻¹	3.2		
13	合金片/kg·kt ⁻¹	1.15		
14	楔管式锚杆/根·kt ⁻¹	6.5		

(2) 该法适应性强,与原使用的留矿采矿法相比较,采矿损失率由 30% 下降到 8%;矿石贫化率由 35.6% 降低到 5%,在相同的采矿量中,每年可多回收黄金 37 kg;经济效益十分显著。

(3) 应提高采场装运机械化水平,加强管理,从而进一步提高开采强度及工效,降低采矿成本。

9.11.3 大水清金矿下向分层胶结充填采矿法实例

大水清金矿位于内蒙古喀喇沁旗。该矿 I-2 号脉赋存构造破碎带中,矿岩极不稳固,曾用削壁充填采矿法开采过一段极薄矿脉,因围岩片落而停止采矿。1984 年年底 I-2 号矿体露天开采转地下开采时,采用普通进路的下向分层胶结充填采矿法开采,获得了成功,因该法采矿工效低,采场生产能力不高,后改用了高进路下向分层胶结充填采矿法。

9.11.3.1 矿床开采技术条件

矿区位于赤峰—开源东西大断裂以南,隆化—锦山及八里罕—乌敦套海北北东向大断裂交汇部位的南侧,矿区内断裂构造极为发育,特别是北北东向一组断裂成为金矿的直接控矿构造。由于混合岩化等各种变质热液作用,使矿区内的各种岩石发生了强烈的蚀变。区内矿体围岩大部分为斑状花岗岩,局部为流纹斑岩,受热液影响均产生不同程度的围岩蚀变,蚀变分布广泛,呈脉状、带状成组成群出现,均分布在断裂带中,故称破碎蚀变带,该带有破碎越厉害蚀变越强烈的规律。

I-2 号矿体赋存于 V-I 号含矿蚀变带中,走向控制长 243 m,地表连续出露长 150 m,平均斜深 91 m,平均脉厚 3.65 m,试验区段平均厚度为 10.43 m,矿体产状稳定,走向在北 24°~35°东向变化,东南倾,倾角在 75°~80°。

矿体直接围岩为蚀变斑状花岗岩,岩石多为断裂构造,破坏强烈,挤压现象明显,岩石大部分具有碎裂、碎斑结构,节理、裂隙极发育,局部形成破碎带,成矿后又有构造破坏使矿石破碎,但断裂多属继承性,错距不大。

9.11.3.2 普通下向分层胶结充填采矿法

普通下向分层进路回采胶结充填采矿法试验地段正是露天开采的堑沟底,沟长 45 m,宽 18 m,四面是有 45°坡面角的边坡,坡面斜长 30 ~ 50 m 不等,上、下盘围岩极破碎,试验矿块的南端是 1983 年前采过的老采区,技术开采条件十分复杂,难度大。

试验矿块全长 32 m,高度 35 m,矿体平均宽 6.69 m,倾角 75° ~ 80°,矿石量 22440 t,平均品位 7.32 g/t。

A 试验矿块的采准切割工程

试验矿块的采准切割工程基本上是利用原有的采准工程布置的,矿块中的人行通风溜矿井是利用 16-17 线间原有的采准天井,南、北端的充填观察井和矿块下盘的人行通风井都是采用下向顺路布置的。一中段采准巷道是利用原有的脉外运输巷道和穿脉巷道;每分层的分层巷道(切割巷道)是从人行溜矿井按设计方位掘进到上下盘矿岩交界线形成的;往南、北端充填观察井中每隔 10 m 掘 1 条平行于分层巷道的充填横巷,它的长度近似矿体宽,但上盘略长;在充填横巷底板每隔 2.5 m 布置充填小井,分别与每条进路贯通,以便进行充填。分层巷道、回采进路上下分层必须错开半个或 1 个巷道宽的距离。采准切割工程量和布置见图 9-95。

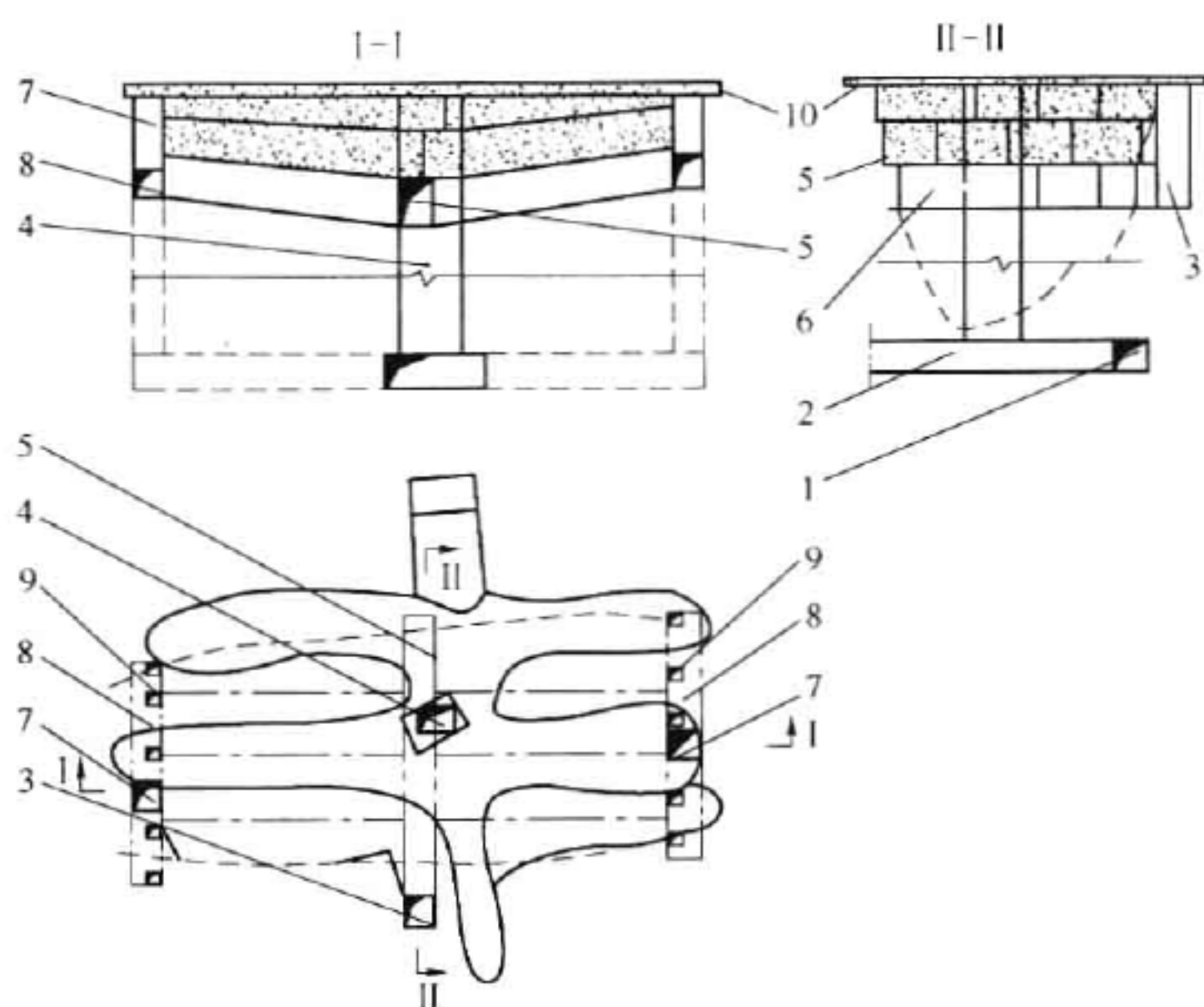


图 9-95 普通下向分层胶结充填采矿法

1—脉外巷道;2—穿脉巷道;3—下盘人行顺路井;4—人行通风溜矿井;5—分层巷道;
6—采矿进路;7—南北充填井;8—充填横巷;9—充填小井;10—钢筋混凝土盖板

B 回采工作

首先在露天底铺设一层混凝土板。试验矿块回采工作是在露天混凝土盖板上直接采矿的,矿块回采进路是沿矿体走向方向布置的,分层巷道布置在试验矿块的中间位置,回采进路是由分层巷道分别向南和向北方向推进,回采进路的最低点在分层巷道外,最高点在试验矿块南北两端充填井处。相邻上下分层回采进路要错开半个进路宽度。分层高度为 2.5 m

(超过3 m 则进路两帮松散矿石塌落严重,进路顶板暴露面积已是进路面积的2倍有余,充填时维护量相当大),回采进路的宽度一般为3.0~4.5 m,最宽时达5.0 m,最窄为1.7 m,进路坡度为8°。

回采工序包括:

(1) 落矿。用7655型凿岩机凿岩,作业面一般布置5~8个炮孔,炮孔深度1.5~2.0 m,2 h内凿完,爆破率100%或更大,2号岩石炸药爆破,导爆管起爆,崩矿量25~35 t,采场生产能力可达50~60 t/d。

(2) 出矿。分层巷道一端安设13 kW电耙绞车1台,耙斗容积0.25 m³,出矿能力60~80 t/台,出矿时间约3 h左右,采用两段直角耙矿。

(3) 采场临时支护。靠上下盘围岩的进路回采时,为防止围岩片帮冒顶,一般采用木立柱和木板封堵围岩,有效地控制了围岩冒落。

(4) 充填。用1:5灰砂浆,由搅拌机出来后,经串灰桶和充填横卷进入回采进路充填,上面三个分层的灰砂浆全用1:5配比充填,第四分层以下改为进路底层,灰砂比为1:5,上层为1:8。生产实践证明,灰砂比为1:5;砂浆浓度为85%(或更大)的充填料在8°的坡面上完全可以实现自流,并能接顶,转层时间为7 d。

(5) 采场通风。进路回采靠自然通风,当矿块中间的人行通风溜矿井与下盘人行顺路井贯通后,采场已形成通风系统,每分层开层时,采用13 kW局扇压入式通风。

9.11.3.3 高进路下向分层胶结充填采矿法

大水清金矿使用普通下向分层胶结充填以来,发现该法有如下问题:采场生产能力及工效较低;回采工艺复杂;辅助时间过长,木材消耗量大;采矿成本高及充填不易结顶,造成相邻进路暴露面相连,安全程度降低。故而试验了下向分层胶结充填采矿法高进路方案。

新回采工艺的特点是:高进路、间隔回采、一次充填,并降低了副筋、吊环、锚杆及木材的消耗量。

A 采准工程

矿块沿走向布置,长48 m,宽为矿体水平厚度,中段高40 m,在矿块中央的下盘围岩中掘溜矿井,在溜矿井对应的矿体上盘顺路架设行人、下料、通风等天井,规格为1.5 m×1.8 m,采场两端顺路架设充填井,规格为1.5 m×1.8 m。因只布置3条进路,所以不留充填横巷。

从溜矿井向矿体上盘掘分层巷道要穿过矿体,分层巷道必须错开上分层一半布置,规格为2 m×2 m,然后沿脉向分层巷道两侧布置进路采矿(见图9-96)。

B 回采工艺

(1) 分层布置及回采。第一分层准备层,此分层起假顶作用,分层巷道掘开后向两侧开进路,规格为2 m×2 m,然后将整个分层的矿全采出并加双层网进行充填,养护7 d后再转层。第二层为预备层,将图中单号进路采出,规格为4 m×2 m,采完后平场修坡,布筋封模进行充填,同时也将本分层巷道像进路一样进行充填。第三层为正常回采层,分层巷道掘完后将上分层未采的双号进路在本分层采出,规格为4 m×4 m,采完后进行充填包括分层巷道。以后单、双进路不同分层交替采出,依此类推。

用7655型凿岩机凿岩,电耙子出矿。为防止上盘围岩片落,用楔缝式锚杆加网锚固。

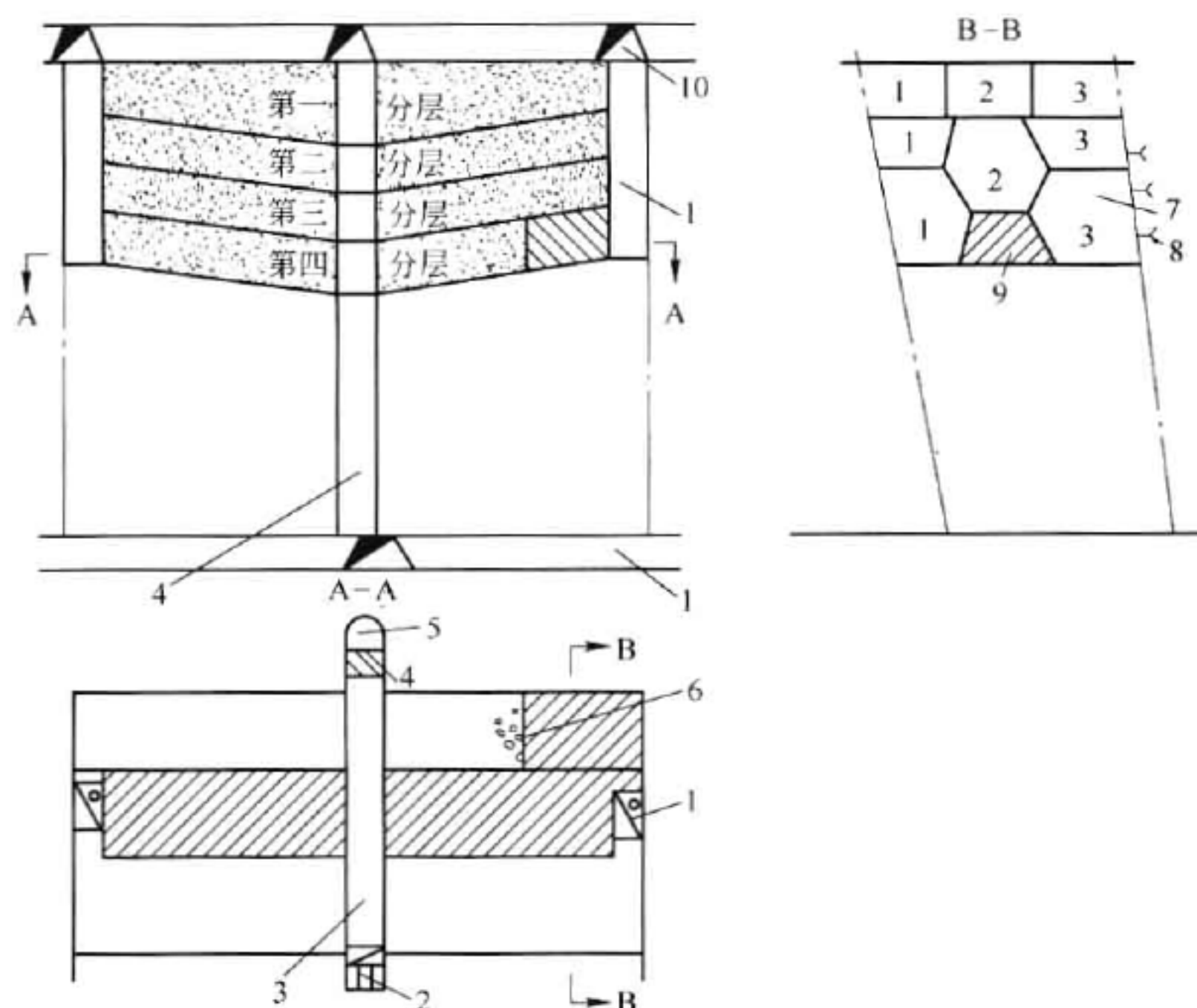


图 9-96 下向胶结充填采矿法高进路方案

1—充填井;2—上盘下料行人通风井;3—分层巷道;4—溜矿井;5—电耙绞车硐室;
6—采矿进路作业面;7—高进路;8—锚杆;9—沿脉巷道;10—穿脉巷道

(2) 充填体中钢筋的敷设。由于井下工作场所较窄,较长的钢筋不便于现场加工,因此必须将每层所需要的钢筋按设计的数量和规格在地表进行加工处理。首先将钢筋按设计的具体要求在冲床上切断分组,然后将吊筋与主筋的两头弯成钩,钩长一般为钢筋直径的 10~15 倍,钩弯好后即按每条进路、分层巷道所需的各种规格、数量进行编号、打捆(捆重以两人能搬动为宜,一般为 5~7 根),随后运至井下待敷设的工作面。

考虑到分层巷道暴露时间较长,且是人员行走最多的地段,故在布筋网度上加密。在分层巷道内,主筋网度为 $1.0\text{ m} \times 1.5\text{ m}$;副筋网度为 $0.5\text{ m} \times 0.75\text{ m}$,用 $\phi 6\text{ mm}$ 或 $\phi 8\text{ mm}$ 的圆钢,在进路内,主筋网度为 $1.5\text{ m} \times 2.0\text{ m}$,副筋网度为 $0.75\text{ m} \times 1.0\text{ m}$,用 $\phi 6\text{ mm}$ 或 $\phi 8\text{ mm}$ 圆钢。

钢筋网要高出底板 $0.3 \sim 0.4\text{ m}$,否则会露筋。进路中的主筋必须与分层巷道的主筋及上分层进路的主筋焊接起来。

(3) 充填。采完后将进路和分层巷道平场修坡至 $8^\circ \sim 12^\circ$,然后布网、铺塑料布、封模开始充填。

用汽车运来的当地砂与水泥混合,通过搅拌机搅拌沿着充填井里架设的串灰筒溜至采场进行充填。

充填配比为水泥:山砂 = 1:4(质量比),设计强度为 C50,可实际只达到 C21~C30(试块测压值),但充填体未出现冒落现象。

9.11.3.4 评价

(1) 下向分层胶结充填采矿法适合大水清金矿矿岩不稳固的条件,该法在大水清金矿的应用是成功的。

(2) 与普通进路方案相比较,高进路方案在各项技术经济指标上均有所改善(见表 9-76)。

表 9-76 主要技术经济指标比较

项 目	采场生产能力 /t·d ⁻¹	采矿直接成本 /元·t ⁻¹	充填直接成本 /元·m ⁻³	采矿损失率 /%	矿石贫化率 /%	采矿工效 /t·工班 ⁻¹
高进路方案	31.25	6.82	68.62	0.82	14.1	7.81
普通进路方案	25	11.47	92.49	0.87	13.87	6.25

(3) 高进路方案还有下列优点:

- 1) 集中一次充填,提高了充填效率,从普通进路方案 11.1 m³/班,提高到了 18.3 m³/班;而且 2 m 以下部分用 1:4 的灰砂比,2 m 以上用 1:8 灰砂比,从而降低了充填成本;
- 2) 简化了生产工艺,缩短了辅助时间,由普通进路方案的每分层均需平场、修坡、密闭,而改为两个分层进行一次;
- 3) 由于间隔回采,相邻进路上、下交错布置,使顶板不在同一平面上,即使充填不接顶,这些空区也不能连成一片,消除了大面积冒顶的隐患;
- 4) 因高进路呈六角形,各进路之间的两壁上半部是敷设钢筋的混凝土,下半部是矿体,尽管矿柱的整体性较差,但因矮,其承载能力仍得到提高。

9.11.4 前河金矿下向进路胶结充填采矿法实例

9.11.4.1 矿床开采技术条件

河南前河金矿矿床为破碎带蚀变岩型矿床,呈不规则脉状、豆荚状产出,沿走向和倾角均有膨胀、收缩、分支、复合和尖灭等现象。在 560 m 中段明显分为 3 条矿脉平行产出,Ⅳ号矿脉倾角 62°,平均水平厚度 3.9 m;Ⅳ₀号矿脉倾角 61°,平均水平厚度 1.63 m;Ⅳ₁号矿脉倾角 61°,平均水平厚度 2.98 m。3 条矿脉之间的夹层极不稳固,Ⅳ号和Ⅳ₀号矿脉间的夹层平均厚 4.1 m,最小仅 0.5 m;Ⅳ号和Ⅳ₁号矿脉间的夹层平均厚 3.1 m,最小仅 1.0 m。在工业试验时,将 3 条矿脉合成一体当作一个矿体统一开采。矿体受断裂构造带控制,节理裂隙发育,矿石松软破碎,上下盘围岩稳定性很差。

9.11.4.2 采场结构

前河金矿选用了下向分层胶结充填采矿法试验开采,试验矿块位于 560 ~ 593 的中段,第 1 + 30 ~ Ⅱ剖面线之间;矿量 1 万余吨,平均品位 8.53 g/t。

品位变化系数 99%,伴生银的品位一般可达 20 ~ 80 g/t。矿块沿走向布置,长 50 m,高 33 m,不留顶底柱和间柱。采用脉内采准,布置两条中央双格天井,用于溜矿和通风、行人,用密集框架支护(见图 9-97)。

采用分层进路式回采,进路高 2.2 m,每条进路设两个辅助充填通风小井;从中央天井以 8° ~ 10°的上坡向采场两翼掘进进路;由于上盘围岩易冒落,采用木支架作为进路的临时支护。回采时采用非电微差导爆管起爆,人工出矿,每分层回采结束后平整进路底板,垫上 0.3 m 厚的碎矿石层,铺塑料膜和钢筋网,然后充填厚 1.5 m 的混凝土作为承载层、水泥含量 125 ~ 187.5 kg/m³,水泥:砂子:碎石 = 1:3:5;在其上又充填厚 0.4 m 混凝土,水泥含量

25 kg/m³, 黄土含量 200 kg/m³, 砂子: 碎石 = 6: 7; 顶层 0.3 m 厚采用不含碎石的水泥砂浆充填, 以增加混凝土流动性, 便于接顶, 其水泥含量 25 kg/m³, 黄土含量为 200 kg/m³。

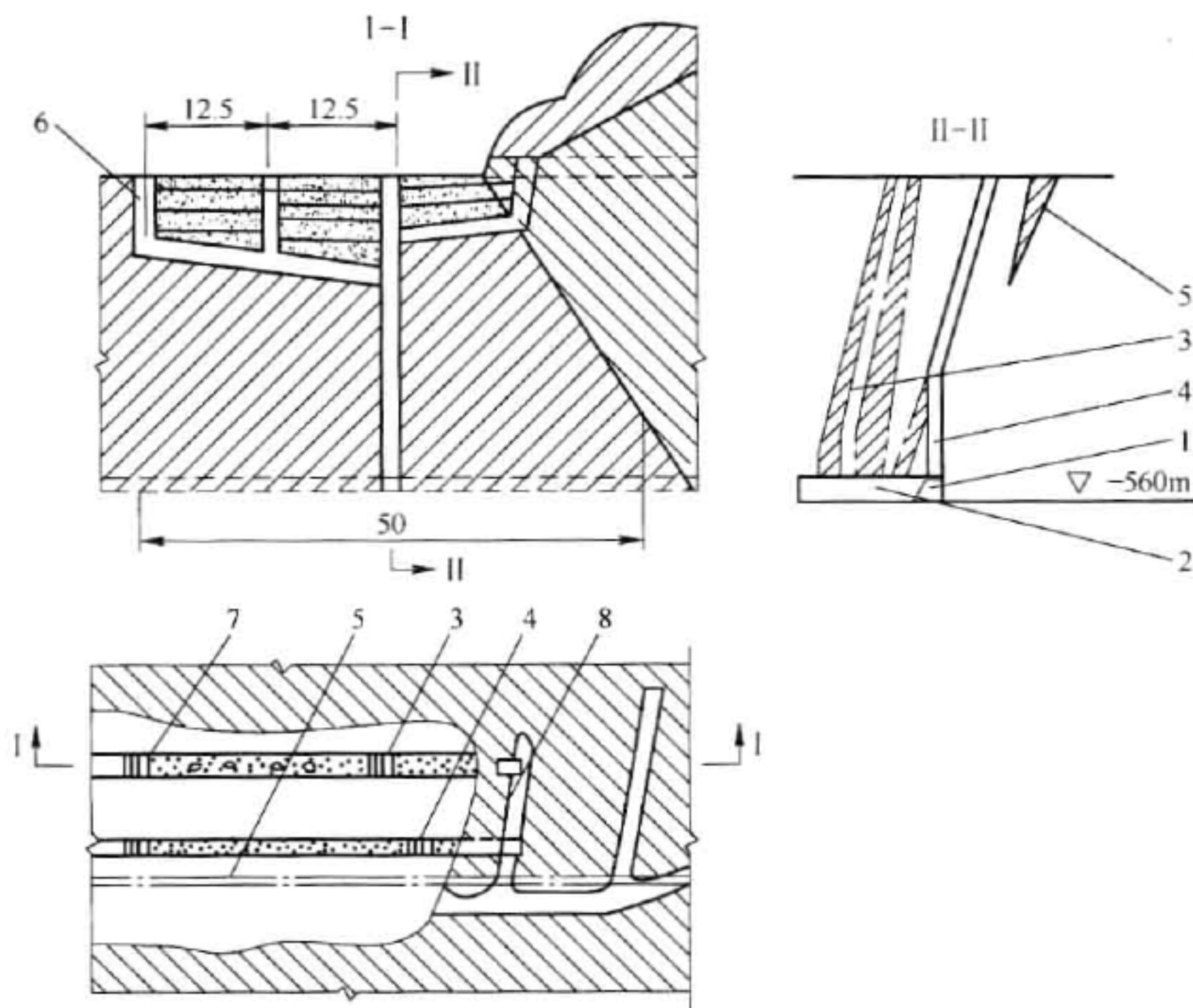


图 9-97 下向进路胶结充填采矿法示意图

1—560 m 中段运输巷道; 2—出矿穿脉巷道; 3—IV 号矿体中央天井; 4—IV₀ 号矿体中央双格天井;
5—IV₁ 号矿体; 6—充填井; 7—充填小井; 8—充填联络道

采用 JZ-750 型圆筒搅拌机在地面搅拌混凝土, 通过充填井自流进入充填进路。为保证充填质量, 在进路承载层(底层)充填时, 需人工耙运和捣实, 混凝土养护 7 天后可回采下分层, 其强度达 3~4 MPa。

9.11.4.3 回采工艺

A 组合开采和回采顺序

试验矿块内有 3 条薄矿脉平行产出, 若分别开采, 增加采切工程和回采难度, 因此采用组合开采, 将 3 条矿脉划在一个采场内, 统一采准、回采和充填。组合开采的主要优点是盘区内有两个独立采场, 充填养护和回采可平行作业, 矿块生产能力大、作业集中、管理方便、采切工程量小。

回采顺序包括相邻矿脉回采顺序、两翼进路回采顺序和进路回采顺序。由于矿岩破碎, 矿脉中夹层更破碎, 对相距较近的两条平行矿脉, 超前回采下盘矿脉, 使处于上盘的岩层受干扰较小; 下盘矿脉采出后用胶结充填, 最后回采上盘矿体, 破碎夹层变成回采进路的下盘, 较易维护。对同一矿体, 应避免同一分层两翼同时回采, 要求有一翼最少超前一个分层回采, 防止中央双格井处上下盘暴露面较大, 减轻双格井维护的难度。同一条回采进路, 依矿体的厚度不同, 采取相应的回采顺序。对 2 m 以下矿体, 一次性全断面推进; 对 2~4 m 厚矿体, 进路分两步回采, 先沿下盘推进宽为 2~2.5 m 的进路至端部, 在上盘留三角矿柱, 然后,

再由里向外后退式剥帮,随后支护;对矿体水平厚达4.5 m的地段,则沿矿体中央掘进2~3 m宽的先进进路,然后采下盘矿柱,支护后,再后退采上盘矿柱。

B 偏中心布孔的无掏槽爆破

矿体上盘围岩稳定性极差,在回采过程中时刻要防止上盘冒落,除了适当地支护外,在爆破作业上采用偏中心布孔的无掏槽微差爆破技术,并进行起爆顺序和控制采幅试验,以寻求合理的凿岩爆破参数。

(1) 无掏槽微差爆破技术。采用微差爆破,顶孔先爆,再爆下盘孔,最后爆上盘孔,同时起爆孔数不超过3个;顶孔深2.4 m,其余孔深2.2 m,不设掏槽孔,顶孔距混凝土顶板0.5~0.6 m,边孔距上盘边界0.5~0.8 m。试验表明,采用这种设计,能确保上盘不因爆破震动而冒落。

(2) 起爆顺序。进行了两种起爆顺序的试验(见图9-98),*a*方案以顶部碎矿石层和工作面作爆破自由面;*b*方案与掘进巷道一样,以工作面为自由面,中间孔先起爆。试验结果表明,*a*方案爆破效果较好,顶部充填体暴露也最小。

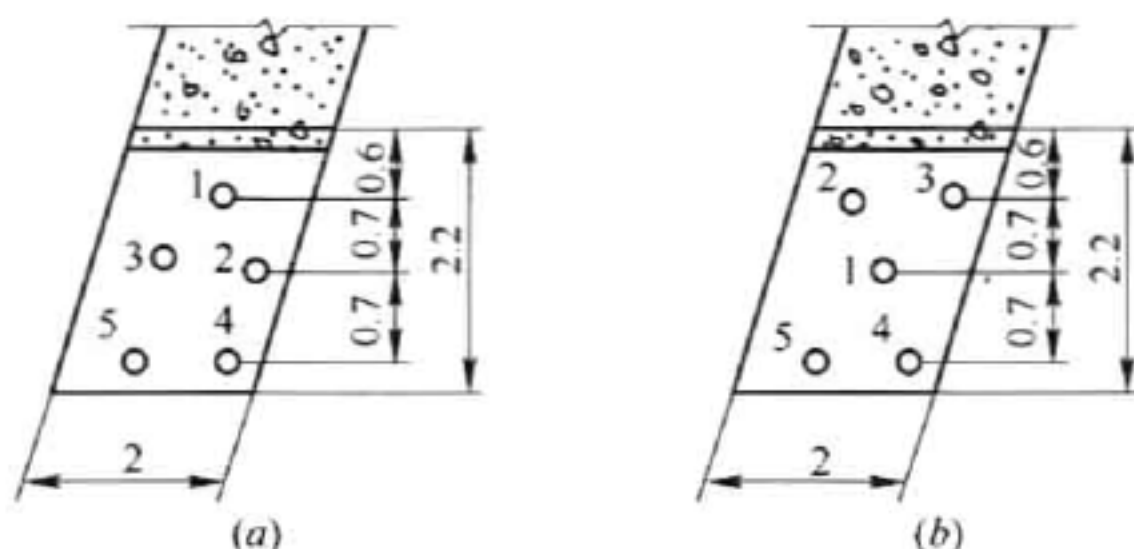


图9-98 起爆顺序示意图

(3) 控制采幅试验。对于厚度为1.2 m以下的窄矿脉,为控制采幅减少贫化,试验了3种不同的布孔方案(见图9-99)。试验结果表明,*a*方案的爆破效果较好,贫化最小,矿体厚度在2 m左右时,选用此布孔方案。

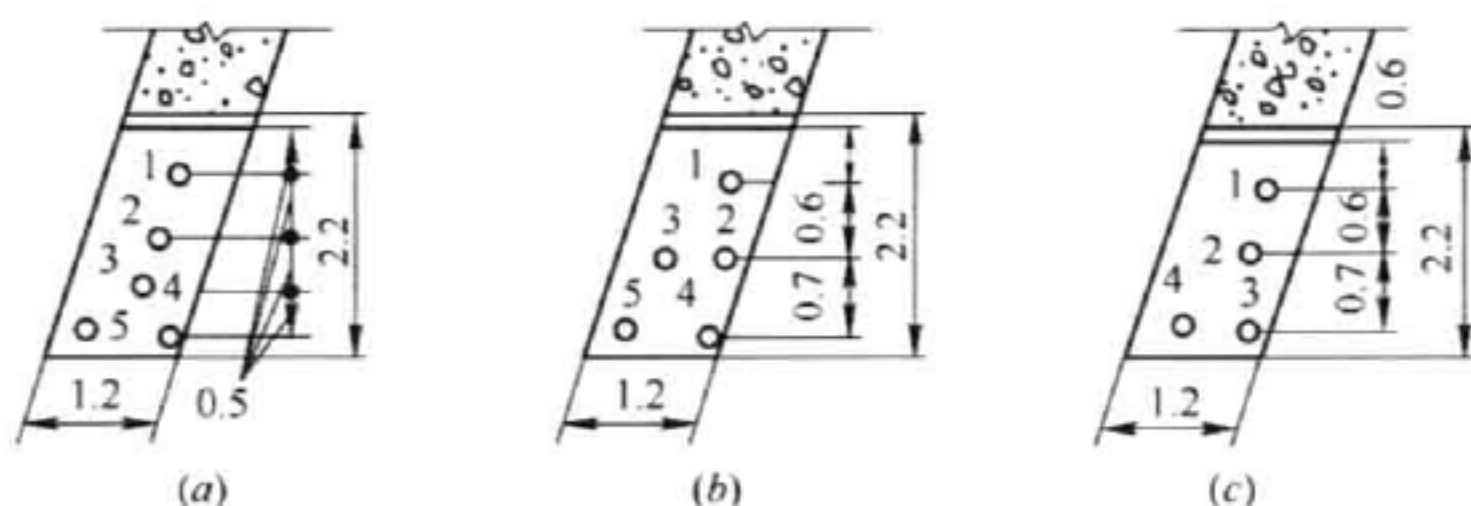


图9-99 控制采幅布孔方案

C 溜井支护和上盘临时支护

试验采场距地表很近,地表水长期通过破碎带向下渗透,矿岩受浸蚀严重,稳固性很差,上盘围岩极破碎,直接上盘还有厚0.3~0.4 m的绿泥糜棱岩,强度很差,不宜采用普通锚杆或喷锚支护。前河金矿地处山区,木材来源广,可采用坑木支护。

(1) 溜井支护。在松软破碎矿体中掘进溜井的难度较大,为确保施工安全,还采用木框架或密集木框架支护,随掘随支,框架与工作面保持2~3 m距离,木框架加工方便,且成本

较低。

(2) 上盘临时支护。在地压较大的进路,采用双腿木棚支架。一般进路中,当矿体水平厚度为 1.0~1.7 m 时,采用木板横撑支护,见图 9-100b;当矿体水平厚度为 1.8~2.2 m 时,采用单腿木棚支护,见图 9-100a;当矿体水平厚为 2.3~6.5 m 时,采用立柱斜撑支护,见图 9-100c。对于极破碎的上盘围岩,需留矿壁或三角矿柱维护上盘;一般破碎的上盘,在暴露 24h 内,用坑木支护,并背上小坑木或板皮,可防止上盘片落。进路顶板采用混凝土平面布筋形成承载层,承载层没有采取其他措施进行加固支护,靠自身强度使充填体稳定。

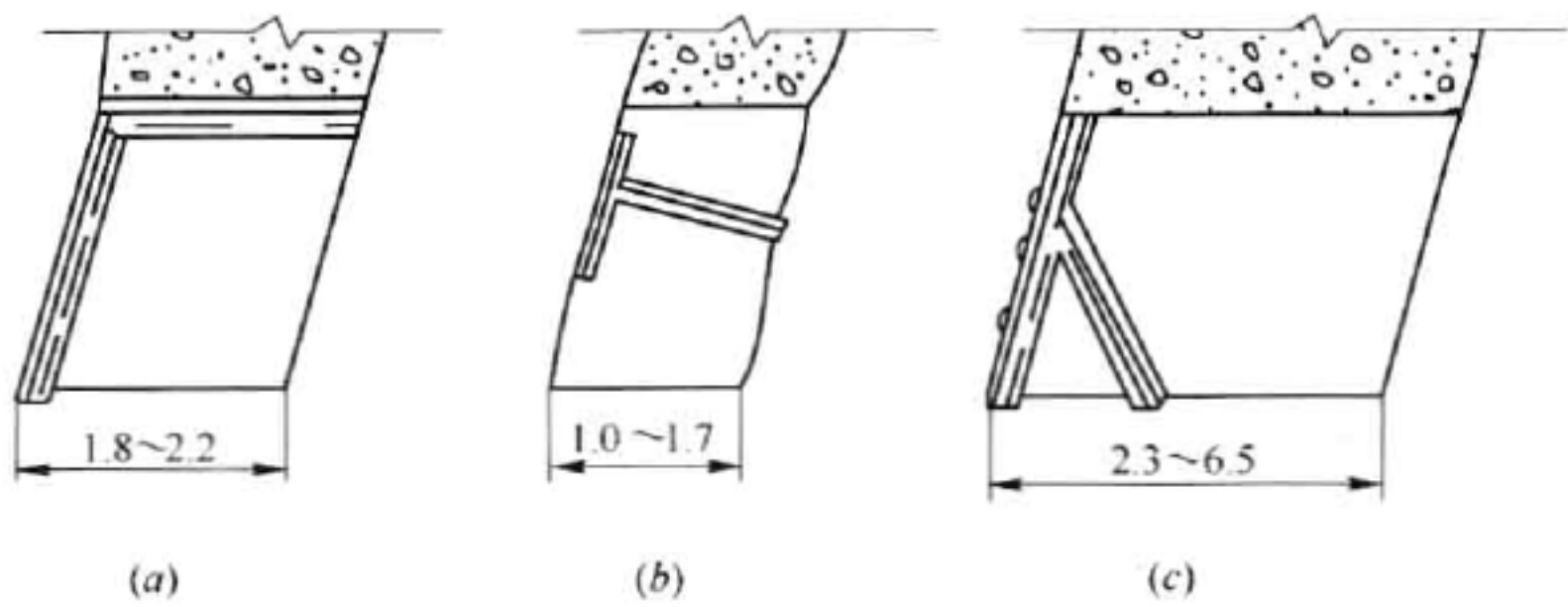


图 9-100 进路坑木支护示意图

D 黄泥充填接顶

在下向分层胶结充填采矿法开采过程中,一般情况下,如上下盘围岩基本稳定时,进路顶板承载层上部空间可以不充填。但是,前河金矿上下盘围岩稳定性很差,若承载层上部空间不充填,上盘围岩将出现大面积冒落,易产生悬顶承载层倾倒,因此,必须充填承载层上部空间。

充填接顶受进路坡度、料浆浓度、水泥含量、充填工艺等影响。目前解决接顶问题常用以下措施:增大进路坡度,坡度一般不小于 $8^{\circ} \sim 10^{\circ}$,以利充填料自流接顶,采用加压泵或风动充填机,利于接顶和提高充填质量,加大水泥量,分层上部(顶层)采用不含碎石的砂浆充填。实践表明,当进路坡度为 8° 、混凝土中水泥含量低于 150 kg/m^3 时,其流动性很差,即使达到 187.5 kg/m^3 也不够理想,增加水泥用量,虽然可改变混凝土流动性,但成本很高。

前河金矿山坡上覆盖大量黄土,采集和运输方便,所以分层上部空间采用黄土取代部分水泥,并进行了黄泥接顶试验。接顶试验共做了 5 组,每组混凝土体积为 0.4 m^3 ,每组重做 3~5 次,试验结果见表 9-77。

表 9-77 加黄土充填接顶试验结果

试验组号	水泥/kg	黄土/kg	河砂/kg	碎石/kg	评 价
1	25	80	600	0	很好
2	75	0	600	0	一般
3	25	80	300	350	好
4	0	80	600	0	好
5	25	40	600	0	一般

结果表明,流动性属于好和很好的第 1、第 3、第 4 组配料都可作接顶充填。从流动性而

言,以第1组最好;从成本而言,则以不加水泥的第4组最低;考虑到加入少量水泥不但可以增加接顶层的黏结力,而且可以吸入部分多余的水分,使充填料凝固较早,以尽快回采下分层,故选用第1组配料。进一步试验表明,加入黄土后,只要进路坡度达 6° 。充填接顶率可达60%以上。

现场工业试验表明,增加黄泥的充填配料充填分层上部空间时,可以改善混凝土的流动性,充填体基本接顶,水泥耗量降低到 38.76 kg/m^3 ,充填成本降低约6%~12%。

9.11.4.4 评价

(1) 下向分层胶结充填采矿法的成功应用,解决了困扰矿山多年的开采技术难题,该法已在前河金矿推广应用,获得了显著的经济效益和社会效益。

(2) 工业试验表明,采用上述回采工艺在前河金矿矿岩极不稳固的条件下进行多矿脉组合开采,回采10个分层,取得了良好的效果,达到了预定的试验目标,采场生产能力 40.6 t/d ,采矿工效 3.12 t/工班 ,水泥单耗 38.76 kg/t ,炸药单耗 0.23 kg/t ,采矿损失率5.74%,矿石贫化率9.02%。

9.11.5 界河金矿下向分层胶结充填采矿法实例

1988年山东界河金矿进行了下向分层胶结充填采矿法的试验,试采一年零四个月,取得了良好的经济效益。

9.11.5.1 矿床开采技术条件

界河金矿床赋存在望儿山断裂的下盘,沿断裂面两侧岩石构造发育,破碎带宽20~30 m。断层面上有5~20 cm的断层泥,以断层泥为中心向两侧依次为绢英岩化花岗质碎裂岩、绢英岩化花岗岩。

界河金矿的4号矿体储量较大,品位较高。靠近望儿山大断层。矿体上盘及靠近断层10 m左右的矿石非常破碎,主断裂下盘10 m以外的矿岩,稳固一些,但构造、节理发育。矿体倾角 $37^{\circ}\sim 42^{\circ}$,平均 40° ,水平厚度为0.5~30.5 m,呈透镜状,矿石品位分布不均,靠近大断层破碎部分品位为10~30 g/t,下盘品位低为2~6 g/t,平均品位为14.28 g/t。上盘围岩为构造接触,界线明显;下盘界线不明显,肉眼无法鉴别。

9.11.5.2 采场结构

采场沿矿体走向布置,长约20~25 m,中段高为27 m。此矿段的地质矿量约13500 t,平均品位为15 g/t,金属量约200 kg。

采矿方法见图9-101。在-26 m中段的419线附近向矿体下盘掘进装矿巷道,以装矿巷道向上掘进溜矿井和脉外人行通风井,再从人行通风井的-1 m标高处向矿体上盘掘进第一分层的人行、出矿、通风平巷,至矿体上盘边界。当分层采充完毕后,再掘进下层的分层平巷,上下分层平巷应错开一半布置。在+4 m中段,距4208采场边界3 m处,以平行于勘探线方向,向矿体上盘掘进充填联络巷,采准巷道的总长折合标准巷道147.5 m,采准比为10.93 m/kt。

9.11.5.3 回采工艺

回采工作自上而下分层进行,分层高2.5 m,分层内用进路回采。各分层一般分三条进路,进路沿走向布置,从上盘到下盘依次编为1号、2号、3号。1号进路宽3 m左右,2号、3

号进路宽为 3.5~4 m。先采 1 号,再采 3 号,1 号、3 号采完充填后采 2 号。进路以 15% 左右的向上坡度向 4028 采场方向推进。

采用 7655 型凿岩机凿岩,眼深 1.6~1.8 m,采用 2 号岩石炸药,非电导爆雷管起爆,每循环进尺 1.3~1.5 m。

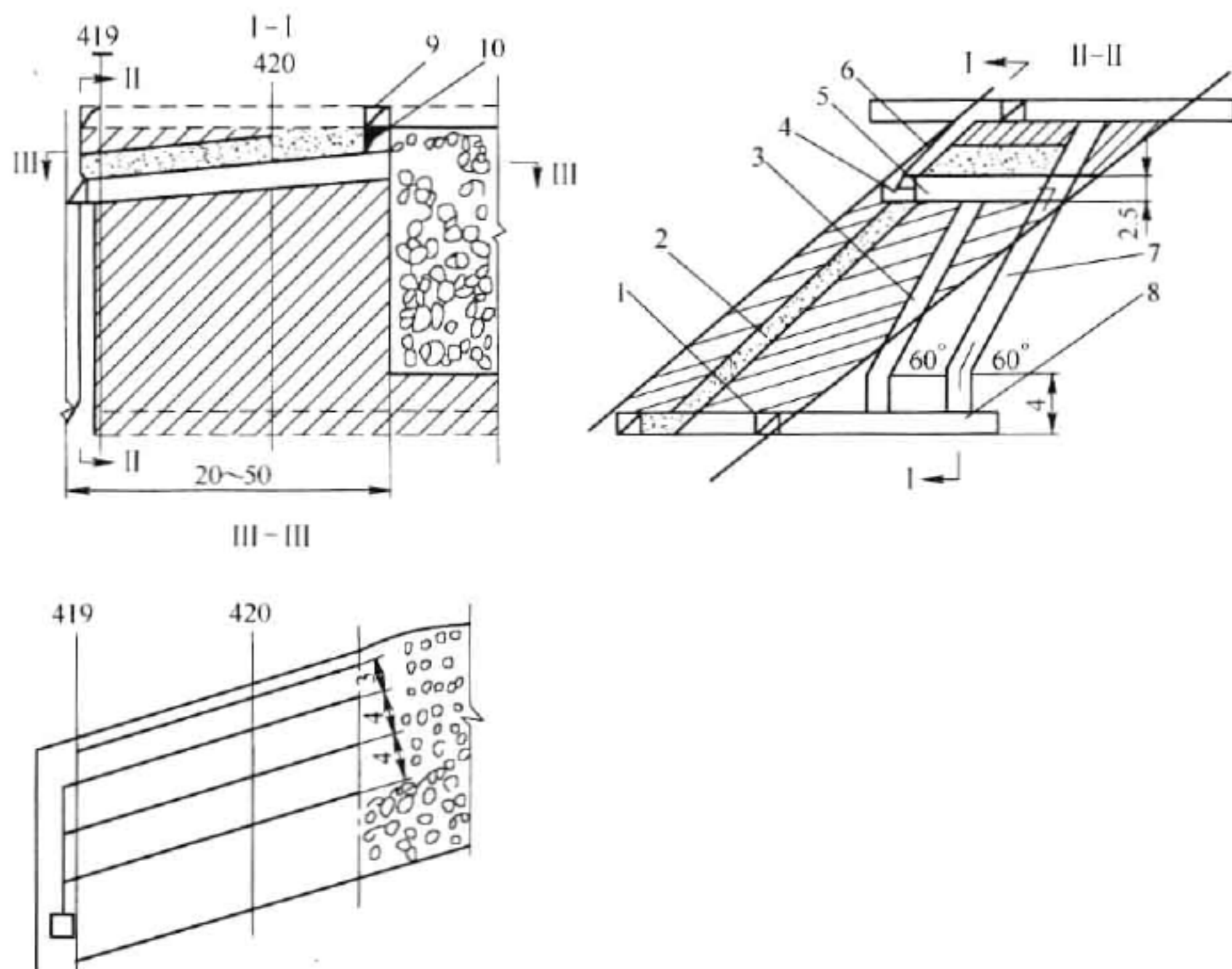


图 9-101 采矿方法示意图

1—运输巷道;2—原探矿井;3—溜矿井;4—回采进路;5—分层巷道;6—顺路通风人行天井;
7—通风人行天井;8—装矿巷道;9—充填联络巷道;10—顺路充填天井

对靠近上盘断层的炮眼要求采取控制爆破,即多打眼、少装药,对于 2 号进路则先以 2.5 m×2.5 m 的断面紧靠 1 号进路掘至尽头,再劈与 3 号进路相邻的矿壁,这样可使 3 号进路的充填体获得一定的养护时间。

采场出矿在分层联络通道进口安装 1 台 15 kW 电耙,利用导向滑轮进行扒矿,将进路的矿石扒至分层平巷内,然后再扒运到矿石溜井中。

采场支护主要采用了以下几种支护形式:木棚子支护、管缝式锚杆、木立柱和留下低品位的小矿柱。

9.11.5.4 充填工作

A 充填系统

利用附近的海砂作充填料,进路下部灰砂比为 1:5;进路上部灰砂比为 1:9~1:10;充填料浆的浓度为 75%~80%。简单充填系统见图 9-102。其工艺流程如下:将堆放在堆沙场中的已除去了树根、草皮及 25 mm 以上大块的海砂或河砂或海砂加尾砂的混合砂,用装载机装入容积为 30 m³ 的贮砂仓中,再由砂仓下部的漏斗放入 JZ-750 型搅拌机的提升计量斗

中,同时,按灰砂比要求用人工将水泥加入提升斗中,由提升斗提升倒入搅拌机里。在装料提升的同时,按料浆浓度要求用计量水泵将适量的水泵入搅拌机中,将砂子、水泥和水在搅拌机内搅拌两分钟左右,然后将制成的料浆倒出,顺次经集料槽、砂浆漏斗、充填天井中的下料管、充填斜井中的明溜槽、充填联络巷、充填小井而流入采场充填进路中。

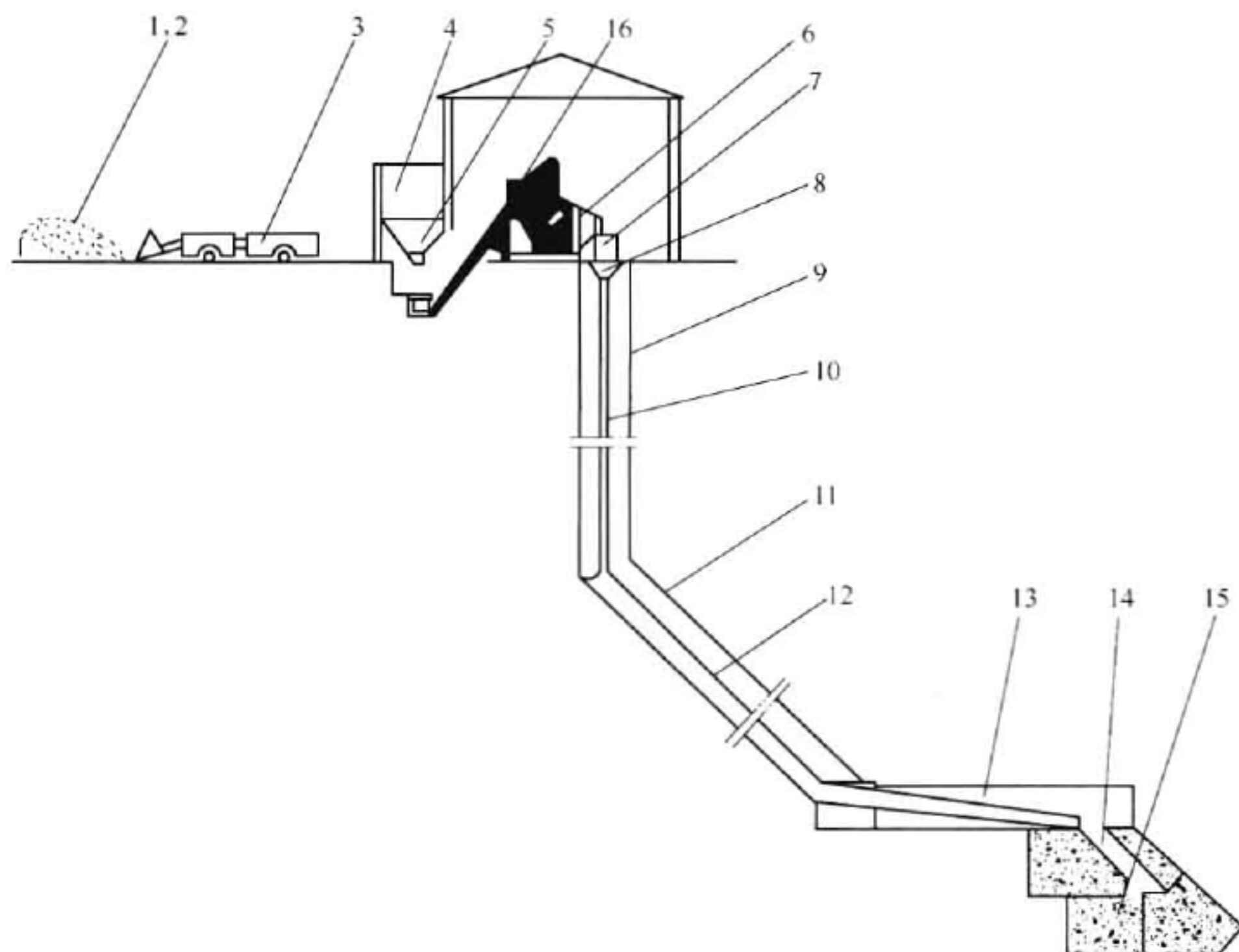


图 9-102 简单充填系统示意图

- 1—堆沙场;2—海沙或河沙;3—装载机;4—砂仓;5—放砂漏斗;6—搅拌机;7—集料槽;
8—砂浆漏斗;9—充填天井;10—下料管;11—充填斜井;12—明溜槽;
13—充填横巷;14—充填小井;15—充填进路;16—提升斗

B 充填准备工作

采场充填前的准备工作有下列各项:

(1) 架设充填小井和通风小井。采用在充填体中顺路预埋铁筒的方法,它们的埋设位置和埋设方法可见图 9-101。用厚 2 mm 左右的钢板预先加工成直径为 700 ~ 800 mm 的钢筒,顺着矿体倾角架设而成。

(2) 平场。进路回采结束后,需进行平场工作,使进路底板在横方向平整,而纵方向保持 15% 左右的坡度,在底板留有厚 150 ~ 200 mm 的碎矿石垫层。平场的作用是使下分层进路的充填体顶板平整且保持 15% 左右的纵向坡度,便于充填接顶。

(3) 预埋钢丝绳。在平场的同时,还需在碎矿的垫层中沿进路纵向方向各预埋两根废旧钢丝绳,其埋设位置分别距进路两帮 1 m 左右;钢丝绳的两端应固定并拉紧。下分层进路回采时,位于顶板上的钢丝绳逐渐露出,可用绳子形成环形,用于挂电耙尾轮进行扒矿,可省去每循环爆破后在工作面打锚杆挂尾轮的麻烦。

(4) 铺塑料薄膜。平场后,即在碎矿石垫层上铺一层塑料薄膜,防止水泥砂浆渗入碎矿

石垫层,以保证这部分碎矿石在下分层回采时能全部回收;并可使下分层充填体顶板平整光滑。

(5) 敷设钢筋及吊筋。首先按 $1.2\text{ m} \times 1.2\text{ m}$ 的网度在底板上敷设直径为 $12 \sim 14\text{ mm}$ 的纵横向主筋,并用细铁丝扎住两者的交叉处。再在上面铺设网度为 $0.4\text{ m} \times 0.4\text{ m}$,直径为 6 mm 左右的纵向横向副筋,并将其两端用细铁丝固定在主筋上。然后是悬挂吊筋,它们是用直径为 $12 \sim 14\text{ mm}$ 的钢筋弯成的。一般是在进路或平巷的两侧各悬吊一排,两排之间的距离为 2.4 m 或 1.2 m (平巷内),纵向间距为 1.2 m 左右。悬挂时,其下端钩住底板纵横主筋的交叉点,上部则钩在充填体顶板的专用吊挂钩上,或固定在铺杆上。最后一步是将吊挂钩的下端打入矿石垫层中,其上部的弯钩则钩在主筋的交叉点上。它是用直径 $12 \sim 14\text{ mm}$ 的钢筋做成的,其作用是悬挂下分层的吊挂筋。

(6) 安装接顶信号装置。在有底塑料筒的上部四周开些洞眼。用纱布或麻布将其上口和四周小洞包扎好,再将带有裸露头的两根电线插入筒中并固定,然后将此筒竖直吊挂在待充填进路的最高处下 20 cm 左右。充填水则通过纱布进入筒内,由于充填水中带有水泥颗粒,其导电性较好,故电流通过而使电灯发亮。

最后,在待充填的进路口,架设牢固而密封的木隔离墙,严格封闭各个可能造成跑浆漏浆的地点。

C 充填

待上述准备工作就绪后,即可进行采场进路充填。先按 $1:5$ 的灰砂比进行充填,充填到进路高度的一半或略高于一半时,将灰砂比降为 $1:9 \sim 1:10$,直至充填接顶,充填时料浆的要求浓度应在 $75\% \sim 80\%$ 。

9.11.5.5 评价

(1) 通过工业试验,下向分层胶结充填采矿法在界河金矿获得了较好的效果,其主要技术经济指标如下:

采矿损失率 7.98% ,矿石贫化率 5.28% ,采准比 10.93 m/kt ,充填料浆浓度 $75\% \sim 80\%$,一条标准进路 $[2.5\text{ m} \times (2.5 \sim 3)\text{ m} \times 23\text{ m}]$ 掘进及出矿需 16 个班;充填准备及充填需 $12 \sim 14$ 个班;一个分层矿量约 1300 t ,共需 120 个班(包括养护时间),则采矿综合生产能力约为 32 t/d 。

(2) 适用该矿的矿床赋存条件及开采技术条件。工人是在具有较高强度的人工假顶下作业,暴露面积小,空顶高度也小,因而,可确保生产安全。

(3) 胶结充填系统简单,制浆浓度高,投资小,建设周期短。

9.12 削壁充填采矿法

中国岩金地下矿床急倾斜极薄矿脉的开采,在建矿初期多使用浅孔留矿采矿法回采,该法适用于矿岩中稳以上、矿脉规则、赋存变化不大的矿体,然而,对矿岩稳固性较差、赋存条件变化较大的岩金矿脉,应用该法则突出的存在着:

(1) 回采过程中上、下盘围岩的片落,致使废石混入率高达 90% 以上。

(2) 采场放矿时,大块冒落造成堵斗和底板不平造成矿石存留,使得矿石二次损失率高达 15% 以上。

(3) 回收矿柱困难,矿柱回采率低,资源损失很大。

(4) 暂留矿石多次移动放出,难以有效地维护上、下盘,使回采过程的安全性变差。因而在20世纪70年代中期以后,逐渐试验与应用削壁充填采矿法。在开采矿岩中稳以下的缓倾斜、倾斜极薄矿脉时,中国岩金地下矿山则一直沿用削壁充填采矿法。

尽管削壁充填采矿法工艺复杂、劳动强度大、生产效率低,但由于矿、岩分采,废石就地充填,采场帮壁能及时得到维护,使采场安全作业条件得以改善,特别是矿石回采率高,废石混入率低等突出优点,故在极薄岩金矿脉的开采中获得了广泛的应用,其使用的比重还有上升的趋势。70年代中期以后,采用削壁充填采矿法的主要岩金矿山有:金厂沟梁金矿、红花沟金矿、撰山子金矿、夹皮沟金矿、二道沟金矿、小西南岔金矿、巴山金矿、牟平金矿和湘西金矿等。应用削壁充填采矿法主要岩金矿山开采技术条件见表9-78。削壁充填采矿法的采场结构参数及采场出矿方式见表9-79。

表 9-78 削壁充填采矿法开采技术条件

矿山名称	赋存条件				矿岩条件								
	矿脉厚度 /m	倾角 /(°)	走向长 /m	品位/ $\text{g}\cdot\text{t}^{-1}$	矿石			上盘岩石			下盘岩石		
					名称	坚固性系数	稳固性	名称	坚固性系数	稳固性	名称	坚固性系数	稳固性
金厂沟梁	0.18~0.54	60~90	100~870	10~27	黄铁石英脉	4	中稳	斜长角闪片麻岩	6	较稳固	斜长角闪片麻岩		较稳固
红花沟	0.3~2.0	65~85	350	6~30	黄铁石英岩		不稳至稳	斜长角闪岩		中稳	混合岩化角闪片麻岩		中稳
二道沟	0.33~0.71	70~80	800	Au 11 Ag 388	蚀变岩		中稳	蚀变流纹岩		中稳	蚀变流纹岩		较破碎
巴山	0.3~0.6	60~75	50~300	8~16			稳固	黑云母片麻岩		稳固	黑云母片麻岩		稳固
牟平	0.97	70~82			黄铁石英岩	8~12	稳固	绢英岩化混合花岗岩	8~12	不稳	绢英岩化混合花岗岩	8~12	中稳
湘西	0.5	20~40	50~500	Au 7.23 W 0.62%	绢云母板岩	8~12	稳固	灰色蚀变板岩	4~6	不稳至中稳	紫红色板岩	4~6	不稳至中稳
撰山子	0.23~0.51	60~80	500~600	Sb 3.6%	黄铁石英岩	6	中稳	闪长岩大理岩	6~8	中稳	闪长岩大理岩	6~8	中稳

表 9-79 削壁充填采矿法采场结构参数

矿山名称	采场出矿方式	结构参数					
		阶段高度 /m	矿块长度 /m	分层高度 /m	溜井间距 /m	底柱高 /m	顶柱厚 /m
金厂沟梁	人工运搬 电耙运搬 铲运机运搬	40	50 60~170	0.6~1.0	8~10 20~25 35~45	3	
红花沟	人工运搬	30~40	40~50	1.0~1.2	10~12	3~4	
二道沟	电耙运搬	40	60	1.0		2~3	2~3
巴山	木轨小车 人工运搬		40~50	1.8	15~20		
牟平	人工运搬 钢垫板	40	45	0.6~0.8	22.5		3
撰山子	人工运搬	40	50	1.8	30	5	
湘西	扇形工作面 电耙运搬	25~30	30~50	工作面高 1.2~1.6, 宽2.5~3.0		3	

伴随中国黄金工业的发展与国内外先进技术的引入,削壁充填采矿法的生产技术水平也取得了令人可喜的进步,其主要表现为:

(1) 急倾斜极薄矿脉机械化强化开采技术。1990 年内蒙古金厂沟梁金矿完成了大矿块机械化削壁充填采矿法工艺试验研究工作。该方法将矿块布置分为首采矿块、接续矿块和终采矿块三部分。首采矿块为正三角形,接续矿块为平行四边形,终采矿块为倒三角形,接续矿块的个数应按矿脉长度划分,采用脉内顺路斜坡道回采的新颖采准布置,用作通风、行人、设备进出、材料运送、风水电输送等。采用人工钢筋混凝土假底结构,钢板卷制溜矿井放矿;凿岩采用芬兰引进的麦克马提可(Micro-matlc)H102 型液压凿岩台车配 HE322 型液压凿岩机;爆破采用一次点火爆破,4 号-I 抗水硝铵炸药,孔内分段爆破方式;采用 CT-500HE 微型铲运机出矿。在爆破矿石前,采取在充填体的面上铺垫废旧胶带等技术措施,从而使试验采场的生产能力达到了 66.74 t/d,采矿工效达到 8.83 t/工班,矿石贫化率降低至 39.18%,采矿损失率降至 6.4%。该工艺技术和采矿方法的试验成功为中国急倾斜薄矿脉群的开采闯出了一条新路。

(2) 缓倾斜薄矿脉机械化水平分层削壁充填采矿法成功试验。湖南湘西金矿过去在该类矿脉一直沿用削壁充填采矿法开采,积累了丰富的实践经验。但是,应用该法仍突出地存在着采场生产能力小(7.3 t/d),生产周期长(15~40 个月),工效低,劳动强度大等问题。为改变这种状况,从美国引进 EHST-0.5 型微型铲运机,进行了机械化水平分层削壁充填采矿法的试验研究。该方法的特点是:采场沿走向布置,采用下盘斜坡道和底盘脉外溜矿井采准,逆倾斜,以水平分层回采,矿岩分次爆破,非电毫秒雷管起爆,削下盘围岩用定向抛掷爆破对空区接顶充填,锚杆护顶,微型铲运机出矿与辅助充填,人工放矿,电机车牵引至中段溜矿井。试验采场的生产能力达到 772 t/月,采矿工效达 8.05 t/工班,矿石贫化率 8.3%,采矿损失率 5.11%,充填作业时间由普通削壁充填采矿法约占回采循环时间的 40%~50% 下降到 11%。该方法采场生产能力提高了 4~5 倍,大大降低了工人劳动强度,取得了明显的社会效益和经济效益。

(3) 构筑钢筋混凝土假底代替矿石底柱。在矿脉厚度小于 0.5 m 的削壁充填采矿法中,多使用沿脉漏斗放矿人工假底底部结构。山东栖霞百里店金矿采用了平底结构穿脉装车的底部结构。该底部结构的特点是:探矿穿脉(间距 10 m)在脉内用拉底平巷相互连通,平巷宽与预定的采幅一样,高度为 1.8~2.0 m。拉底平巷打好后,在脉内挖底 1.0 m 深,进行混凝土浇灌,形成本阶段人工假底和下阶段的人工顶柱。在采场底部穿脉中用装岩机装车或人工装车。

此外,为减少粉矿损失,避免充填废石混入矿石,采用多种方式的铺垫。如二道沟金矿采用削壁充填采矿法开采厚度小于 0.4~0.5 m 的极薄矿脉时,在矿块中间部位掘进探矿天井,作为行人、运料和通风用。在矿块两侧架设顺路天井,在矿块中央顺路架设溜矿井。一般先崩矿、后崩岩。由于该矿下盘岩石较破碎,故采用间隔装药和局部加固措施,以防落矿时带下下盘岩石,造成矿石贫化。采场回采过程中的铺垫是在落矿以前先平整充填料表面,再用混凝土喷射机喷射一层厚度为 0.1 m 的铺垫。混凝土中水泥、碎石、砂子的重量配比为 1:2:7。为加速固结、缩短循环周期,还掺入了 2% 的速凝剂,其 24 h 的抗压强度可达到 3.7 MPa,能够承受住崩落矿石块和耙斗耙运矿石的摩擦和冲击。耙后剩余的粉矿用压力水冲扫,从而能最大限度将粉矿回收。出矿用 5.5 kW 小型电耙绞车配 0.25 m³ 的耙斗运搬,其

工效是人工的2.5倍。

除此以外,多数矿山采用废旧胶带铺草袋的铺垫方式。

用电耙和微型铲运机进行采场矿石运搬并兼作充填用,可以减轻工人劳动强度,提高了工作效率。采场内的溜矿井原用圆木、木板构筑,现普遍应用钢溜井顺路架设而成,下部装矿将木漏斗改为铁漏斗。这种结构使用方便,造价便宜,随着回采工作面的上向推进而加高,依次套接而成。既便于适应矿脉倾角的变化,又可减少贫化损失,还节约了大量木材。

对采用削壁充填采矿法的中小型矿山要因地制宜地选择采掘设备,逐步提高采掘机械化程度;对大中型骨干矿山应该研制一批具有先进水平的采掘设备,逐步实现凿岩液压化、装运无轨化、辅助作业机械化,以提高开采强度,降低劳动强度。

为进一步降低矿石的损失与贫化,要进一步研究应用小钎头,小直径药卷,实行控制爆破,寻求合理的采场结构参数,研究和推行无矿柱开采,提高资源的利用率。

9.12.1 湘西金矿削壁充填采矿法实例

湖南湘西金矿通过30多年的生产实践证明,削壁充填采矿法适用于该矿沃溪矿区多金属、品位富、矿脉薄,围岩不稳固的地质特点,并取得了较好的效果。湘西金矿在生产实践中,不仅创造了多种工作面形式的普通削壁充填采矿法,而且还成功地试验和应用了机械化水平分层削壁充填采矿法,把削壁充填采矿法提高到了一个更新更高的水平。

9.12.1.1 普通削壁充填采矿法

A 矿块构成要素及采切工程布置

沿走向布置矿块,长30~60 m,中段垂高25~30 m,斜长50~70 m。不留间柱、顶柱,只留底柱。底柱斜长7~10 m(回采下中段再回收)。回采时的工作面控制宽度2.0~2.5 m,采幅高度1.2~1.6 m,以1.4 m居多。

采切工程包括:

(1) 中段沿脉运输平巷。布置在脉内,沿走向掘进,在生产探矿过程中就已形成,规格2.2 m×2.2 m。

(2) 先进天井。布置在矿块两侧,从下部沿脉平巷在脉内上掘至上部沿脉平巷,规格2.0 m×1.8 m。

(3) 底板运输平巷。布置在矿体下盘围岩中,距中段沿脉平巷12~14 m,规格为2.2 m×2.3 m。

(4) 切割平巷。在底柱上部沿矿脉走向开掘,至矿块两侧的先进天井,规格1.8 m×1.8 m。

(5) 放矿漏斗。从底板运输平巷反向上掘,与切割平巷连通,规格为2.0 m×1.5 m,若兼作人行道时,则为2.5 m×1.5 m。漏斗底板倾角大于60°。

(6) 电耙绞车硐室,布置在切割平巷靠近漏斗上盘或端部,有时也将电耙绞车安装在切割平巷内。规格为3.5 m×2.0 m×2.2 m(长×宽×高)。

扇形推进削壁充填采矿法的布置见图9-103。

B 回采工作

回采工作面布置形式有锯齿形、长壁式、“一”字形、“V”字形、扇形等几种。矿山常用的是扇形工作面推进。其特点是以安装电耙的漏斗为圆心,工作面的移动轨迹呈放射状回采自人行通风天井开始,以切割巷道为自由面,逐渐将工作面以斜直线与沿走向线的夹角,由小而大

呈单边扇形推进,直至采完整个矿块。扇形工作面推进具有耙矿布置简单、方便、矿石一次耙入漏斗、运搬效率高;不需砌筑和维护顺路耙道;因沿伪倾斜工作面充填,坡度小,崩下废石不会自重下滚,便于充填,减轻了劳动强度等优点,故在生产实践中得到广泛应用。

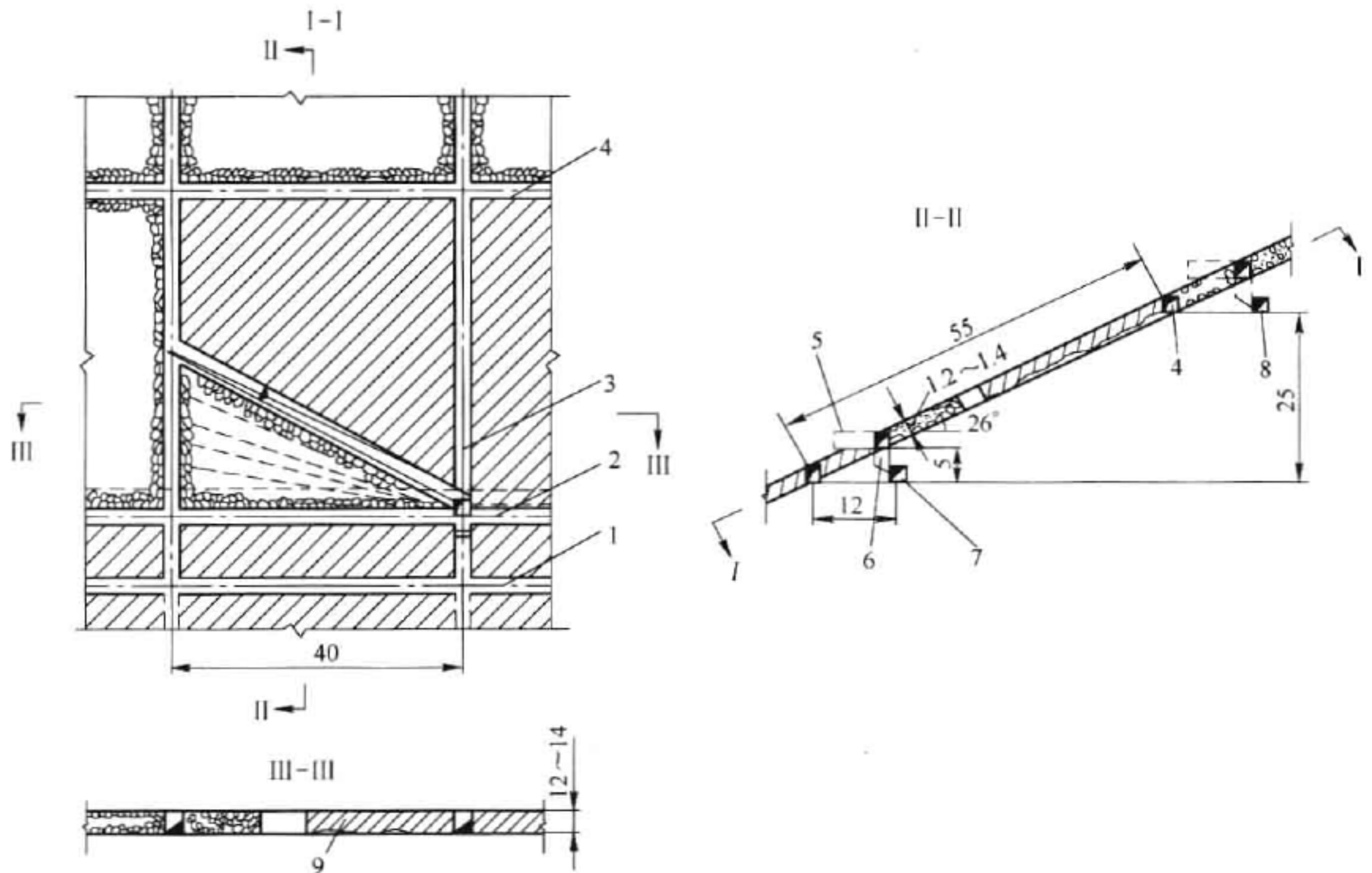


图 9-103 湘西金矿扇形推进削壁充填采矿法

- 1—下部沿脉平巷(2.0 m×2.2 m);2—沿脉切割平巷(1.8 m×2.0 m);3—人行通风天井(1.6 m×2.0 m);
4—上部沿脉平巷(2.0 m×2.2 m);5—电耙硐室;6—放矿漏斗(1.6 m×2.0 m);
7—底部运输平巷(2.2 m×2.4 m);8—上部运输平巷(2.2 m×2.4 m);9—矿脉

凿岩使用 7655 型凿岩机,配有 $\phi 40 \sim 42$ mm 的硬质合金钎头。正规采场安排 1 台凿岩机凿岩;规模小的采场,1 台凿岩机负责 2~3 个采场的凿岩。炮孔布置在围岩上呈“之”字形,在矿脉上呈“一”字形。最小抵抗线 0.6~0.8 m,眼深 1.5~2.0 m,沿倾斜的方向凿岩。爆破时用铵松蜡炸药,药卷直径 32 mm,装药系数 50%~60%,导爆管一次点火起爆。一般先爆围岩,削壁充填后再爆矿脉。当矿脉较厚,且不易与顶板分离,矿脉应留在采场顶板;当矿脉厚度小于 0.3 m 时,易于与顶板分离,则将矿脉留在采场底板。

采场运搬大多采用电耙。使用 14~17kW 或 28~30kW 双筒电耙绞车和斗容为 0.2~0.3 m³ 的耙斗。滑轮常用启开式,钻炮孔安装锁环将滑轮固定之。电耙可将崩落矿石量的 70%~85% 运搬至底板运输平巷,耙不到的矿石,靠人工扒至耙道上。再用电耙耙走。

将爆下的围岩充填采空区,随着回采工作面的推进,每隔 1.5~2.0 m 靠人力用废石块砌筑一道较为完整的墙,中间用碎块充填,尽量要做到接顶,如图 9-104 所示。在矿脉较厚的局部地段,由于充填料不足,则采用间隔充填。为了增加间隙空间上部充填体的稳定性,在构筑挡墙时,适当架设一些预制的混凝土垛,见图 9-105。混凝土垛由钢筋混凝土在地面预制而成。预制件的几何外形呈哑铃形。根据采空区高度和暴露面积,混凝土预制件可架

设四方、六方、八方、长柱形4种形式。架垛时应使基面垂直于顶板的迎山角,垛内要充满废石,接顶处,垫以厚0.15~0.2 m的半圆木,并打入木楔,以缓冲顶板压力和防止顶板移动时剪坏混凝土垛。每采1 t矿石所分摊的支护费用,占采矿作业成本大约70%。

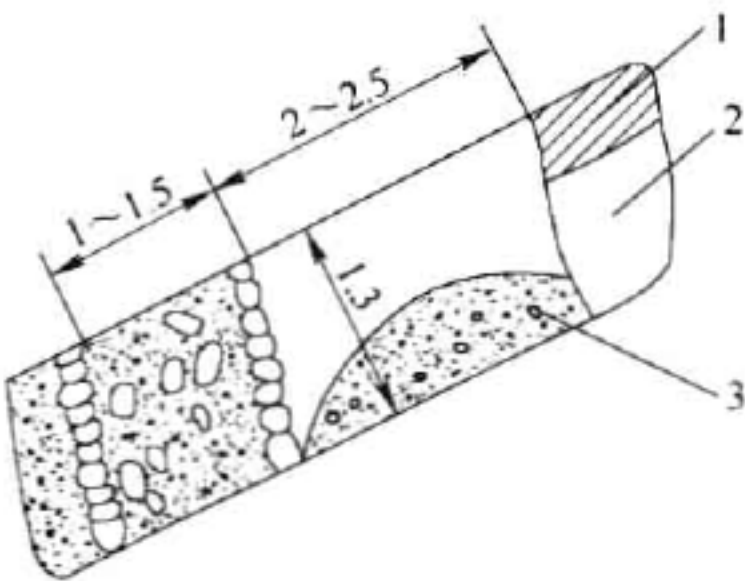


图 9-104 充填工作细部图
1—矿体;2—围岩;3—崩落废石

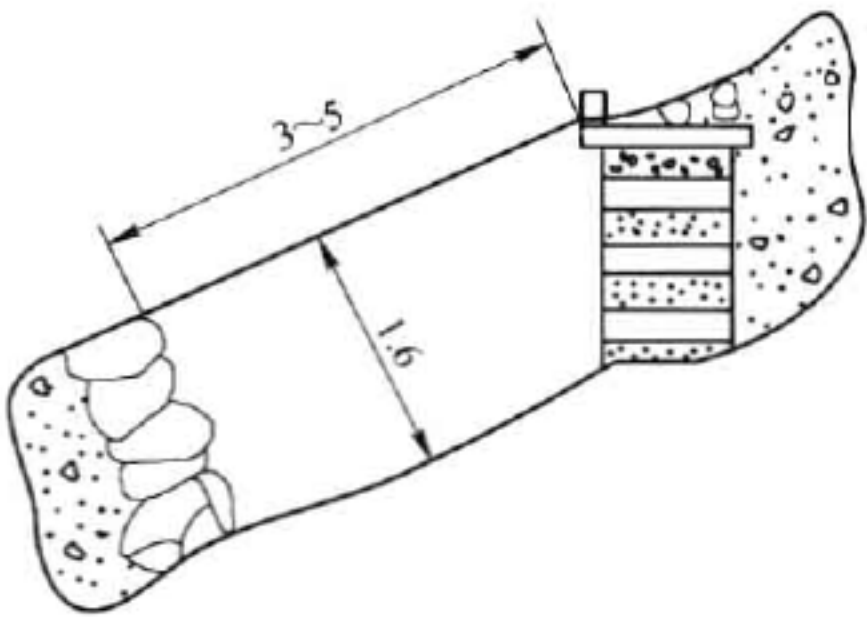


图 9-105 间隙充填及四方形混凝土垛架设图

C 降低损失贫化措施

- (1) 建立严格的采场单体设计审批和采场验收制度;坚持贫化、损失计算,做到每个采场每月都有计算资料;加强宣传教育和监督工作,提高对降低贫、损重要性的认识。
- (2) 严格控制采幅,坚持分次爆破。
- (3) 坚持采场铺垫、分选和清扫工作,减少粉矿损失。
- (4) 加强顶板维护,要提高充填质量,严格掌握控顶距,做到充填接顶。
- (5) 将降低贫损指标、控制采幅和工人经济利益挂钩。

D 主要技术经济指标(见表 9-80)

表 9-80 主要技术经济指标表

项目	矿块生产能力 /t·d ⁻¹	采矿损失率/%		矿石贫化率/%		采切比 /m·kt ⁻¹	凿岩机台效 /t·台班 ⁻¹	掌子面工效 /t·台班 ⁻¹
		总的 损失率	采下 矿石 损失率	采下矿 石贫化 率	出矿矿 石贫化 率			
指标	8.3	9.2	3.2	45.7	21.5	36.5	28.4	3.5

E 存在主要问题

普通削壁充填采矿法仍然存在着一系列突出的问题:

- (1) 采场生产能力低,占用矿块数目多。为均衡矿山生产,满足选厂供矿要求,同时开采的矿块数多达40余个,每年采动的矿块数多至上百个。
- (2) 矿块回采周期长。一个矿块回采周期一般为15~40个月,使得探矿、采准巷道大量积压,增加了巷道的维修费。
- (3) 劳动强度大。由于回采工作面作业机械化程度低,充填作业往往依赖手工搬运垒砌,其占用一个循环作业时间的60%~70%,从而消耗了大量的人力、物力,其社会和环境效益差。
- (4) 作业线长,占用设备多。为满足矿山生产能力的要求,只有增加生产中段数和矿块数,因而使采掘作业线过长,巷道维护工作量增加,设备、管线、维修人员占用多,采矿成本不

断增加,生产管理十分困难,同时还会导致开拓欠账、采掘失调、生产难以接替等被动局面。为了解决上述问题,湘西金矿成功地试验并应用了机械化水平分层削壁充填采矿法。

9.12.1.2 机械化水平分层削壁充填采矿法

机械化水平分层削壁充填采矿法与湘西金矿原用的削壁充填采矿法相比,采场生产能力提高了2倍,采矿工作面工效提高了1.42倍,采矿损失率和贫化率分别下降了2%和8.3%,采场充填率提高了25%~35%。利用定向抛掷爆破和铲运机辅助充填代替人工充填,不仅大大提高了充填工效和充填质量,而且显著地降低了工人的劳动强度,并提高了采场作业的安全性。

A 采矿方法方案概述

矿块沿走向长约50~60 m;倾斜长57~65 m,平均为60 m;阶段垂高25 m,不留顶柱、间柱,留3 m底柱,(上向台阶)回采分层宽2.0~2.5 m,采幅高度控制在2.5~3.3 m,平均高2.75 m。

机械化水平分层削壁充填采矿法方案布置见图9-106。采场沿走向布置。下盘阶段运输巷道加穿脉运输巷道采准,采用下盘斜坡道和脉外溜矿井布置,原采场两侧探矿天井(下部为顺路天井)可作为回采时通风之用。

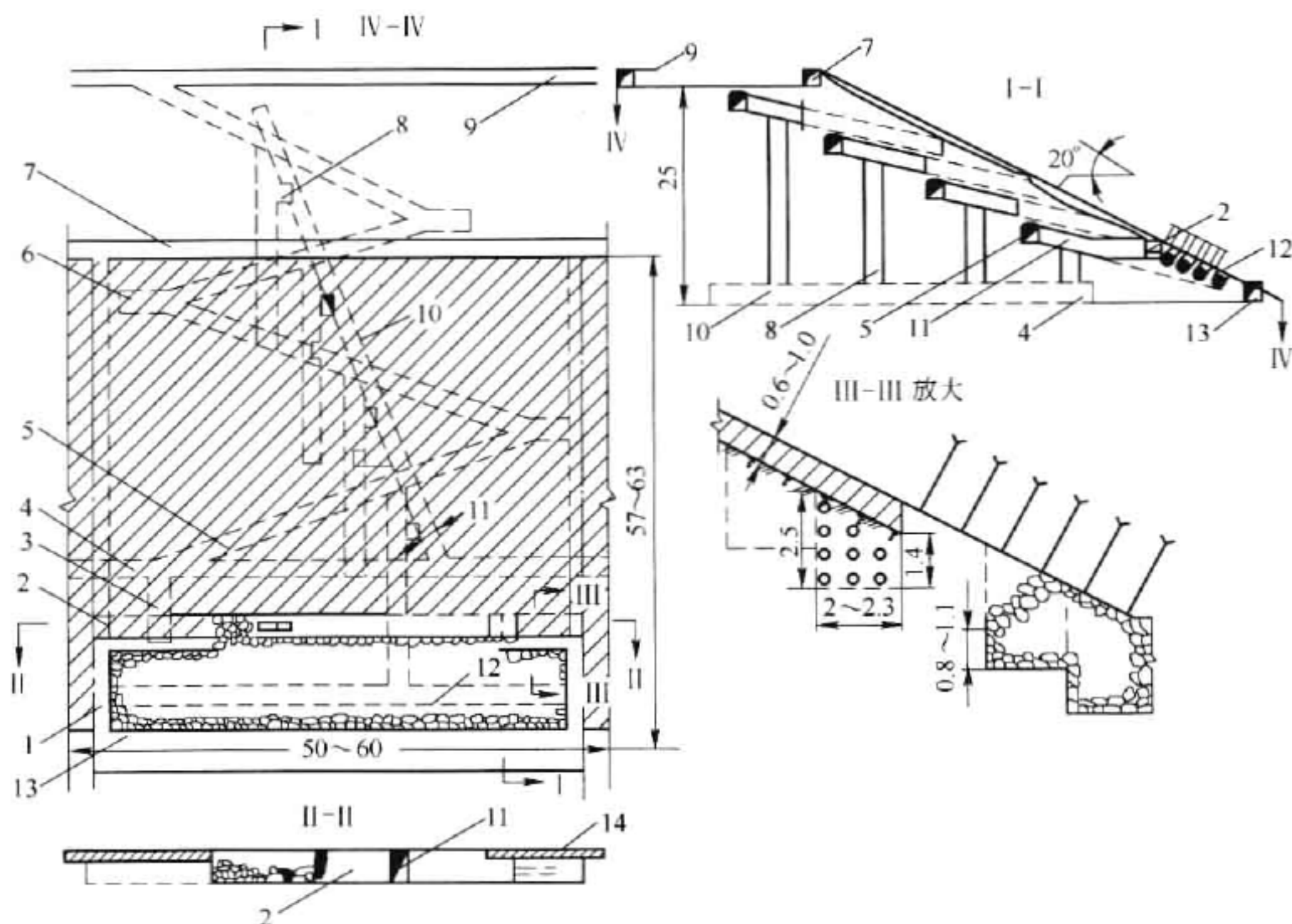


图9-106 机械化水平分层削壁充填采矿法

- 1—顺路天井;2—回采分层;3—铲运机维修硐室;4—阶段运输巷道;5—斜坡道;6—转向硐室;
7—脉内运输巷道;8—溜矿井;9—阶段运输巷道;10—穿脉运输巷道;11—分段斜坡联络道;
12—切割巷道;13—脉内运输巷道;14—削壁炮眼

下盘折返式斜坡道沿伪倾斜开掘于脉外下盘岩层内,按2.0 m×2.5 m断面,22%的坡度掘进,喷锚支护。从下盘斜坡道开掘四条分段斜坡联络道通向矿体,铲运机由此进入回采

工作面铲装矿石后,退运到斜坡道溜矿井口卸矿。

采场溜矿井布置在底板岩层内,上通斜坡道,下连穿脉运输巷道,倾角 $50^{\circ} \sim 60^{\circ}$,断面 $2.0\text{ m} \times 1.5\text{ m}$,并在上口敷设格筛。

铲运机维修硐室设在阶段运输巷道与底板运输巷道之间的斜坡道开口处,其规格为 $11\text{ m} \times 2.5\text{ m} \times 3.0\text{ m}$ (长 \times 宽 \times 高),喷锚支护。

在本阶段,紧靠脉内运输巷道逆倾斜向上 3 m 处,从分段斜坡联络道起始,沿走向向两翼开凿切割巷道至矿块边界,断面 $2.0\text{ m} \times 2.5\text{ m}$,另在矿块两翼于充填料中砌筑顺路天井,供通风之用,断面 $2.0\text{ m} \times 1.5\text{ m}$ 。

(1) 采场回采方式。在矿块中,逆倾斜上向分层推进,按照矿体倾角变化情况,每一水平回采分层上采垂高 $0.5 \sim 1.0\text{ m}$ 。在回采分层上,由采场中央的分段联络道开始,沿走向向采场两翼顺序推进,直至矿块边界。采用定向抛掷爆破进行削壁充填后,经通风洒水后,处理顶板,清理底板、辅助充填,钻凿矿石,装药爆破,通风除尘,锚杆护顶,依此循环作业。

(2) 削壁及落矿。根据湘西金矿现有的凿岩设备和爆破器材,选用7655型凿岩机,炮眼直径 $40 \sim 42\text{ mm}$,2号岩石硝铵炸药和矿山自制乳化油炸药,药包直径 32 mm ,长 200 mm ,每个药包分别重 0.15 kg (2号岩石炸药)、 0.2 kg (乳化油炸药)。采用非电导爆管起爆系统,半秒差雷管起爆。实行矿岩分采的控制爆破及削壁定向抛掷爆破。

(3) 采场通风。新鲜风流借助于矿井负压从本阶段运输巷道,经采场两翼的顺路天井进入回采工作面,清洗后的污浊风流经分段联络道、斜坡道,至上阶段回风巷道排出。

(4) 矿石运搬。用铲运机在回采工作面铲装矿石,经分段联络道运搬到斜坡道的溜矿井口卸矿。落矿大块一般就地二次破碎,或由铲运机铲装到溜矿井格筛上再用人工破碎。

(5) 采场护顶。采场顶板的维护包括永久支护和临时支护。削壁充填采矿法的核心是严格按照设计要求钻凿炮眼,严格控制装药量和起爆顺序。充分利用爆力把削壁围岩抛掷到相邻空区接顶充填,达到永久支护顶板的目的。为保证回采作业过程的安全,要严格控制顶距为 $4 \sim 6\text{ m}$,同时要求紧跟回采工作面,安装楔管式锚杆护顶。

B 主要技术经济指标及评价

(1) 开采缓倾斜极薄和薄矿脉采用机械化水平分层削壁充填采矿法,进行矿岩分采时,削壁采用定向抛掷围岩充填空区,松动爆破回采矿脉,用微型铲运机出矿效率高,并辅以空区充填,大大提高了采场生产能力,减轻了劳动强度,保证了作业安全,改善了作业环境,取得了较好的技术经济指标(见表9-81)和社会效益。与普通削壁充填采矿法相比,采场生产能力提高了1倍,掌子面工效提高了44%,采矿损失率和贫化率分别下降28%和51%,采场充填率提高23%~100%。虽然采矿直接成本增加了1.35元/t(这主要是铲运机轮胎等配件费用和多削围岩的凿岩爆破材料消耗费用所致),但它仍不失是一种综合效益好的方法。若在中国缓倾斜薄矿脉开采中推广,将有利于促进采矿工艺改革,采矿强度的提高。

(2) 充填、回采工作在水平分层内进行,有利于顶板维护,改善了作业条件,增强了作业安全感。基于分层回采沿走向推进,与上盘岩体沿倾向发育的断层节理构造弱面相交(而湘西金矿沿倾向构造远复杂于沿走向构造),有利于控顶,更显示了水平分层,沿走向推进的优越性。

(3) 削壁定向抛掷爆破技术实用性强,机动灵活,所采用的抛掷爆破参数和起爆顺序是合理的,抛掷距离和抛掷方向可以通过调整炮眼布置和装药量,以达到预期的抛掷效果。抛

掷充填与铲运机辅助充填相结合,有效地发挥了本方法随采随充控制地压的积极作用,提高了充填工效,改善了作业条件,保证了安全生产。

表 9-81 主要技术经济指标

指 标	机械化水平分层削壁充填采矿法	普通削壁法	备 注
采场生产能力/t·月 ⁻¹	772	384	机械化水平分层削壁充填采矿法的指标系用 1991 年 4~6 月实际指标,普通削壁充填采矿法采用类似条件的 1989 年 1 月到 1991 年 6 月的统计指标
掌子面工效/t·工班 ⁻¹	8.06	5.6	
废石混入率/%	8.3	17.0	
采矿损失率/%	5.11	7.12	
充填率/%	80~90	45~65	
充填接顶率/%	70~90	35~45	
采矿直接成本/元·t ⁻¹	17.12	15.77	

(4) 采用松动爆破回采矿脉,是控制采矿损失贫化的一项有效措施。

(5) EHST-0.5 微型电动铲运机小巧、灵活,作为缓倾斜薄矿脉的出矿设备是适宜的,在中国同类矿山逐步进行推广,前景看好。但应加强设备维护保养,减少设备故障,保障设备配件,提高设备开动率,改善技术管理和提高作业人员的素质,这样才能更有利于该工艺的推广。

9.12.2 金厂沟梁金矿削壁充填采矿法实例

内蒙古金厂沟梁金矿已有百余年的开采历史,地下黄金资源相当丰富,该矿床成因类型属中低温热液型,矿石类型为石英脉硫化矿石和破碎带蚀变岩型矿石。矿脉倾角绝大部分在 60°~90°,六中段以上平均矿脉厚度为 0.28 m,七中段以下平均厚度为 0.4 m,但有变厚的趋势。矿脉连续性较好,脉幅不大,产状稳定,矿脉单一,矿脉往往成群成组出现,严格受构造控制。矿区内的主要矿脉走向延长一般在 300~500 m,个别矿脉长达 850 m 左右,属于急倾斜极薄矿脉。

矿石、围岩以角闪斜长片麻岩、斜长角闪片麻岩及斜长角闪岩等为主。围岩蚀变以绿泥石化、高岭土化及绢云母化为主,是典型的中低温围岩蚀变,局部地段有碳酸盐化。矿体与围岩界线清楚,顶底板围岩一般比较稳固,基本上不需要支护,但在构造破坏和破碎蚀变强烈地段,则易片帮冒顶,应注意及时支护。矿石密度为 3.25 t/m³,围岩密度为 2.6 t/m³,松散系数为 1.5。岩石、矿石的物理力学性质见表 9-82。

表 9-82 矿岩物理力学参数表

矿岩石类型	抗拉强度/MPa	抗压强度/MPa	抗剪强度/MPa	压入硬度/MPa	岩石坚固性 <i>f</i>
斜长角闪片麻岩	9.29	249.2	36.77	3965.8	20
绿泥石化斜长角闪岩	6.89	58.8	24.25	2466.8	6
石英硫化物矿石	7.14	144.3	31.18	3353.7	14
硫化物矿石	1.77	44.37	20.06	1046.9	4
流纹安山岩	6.25	97.53	29.16	4790.9	10

续表 9-82

矿岩石类型	抗拉强度/MPa	抗压强度/MPa	抗剪强度/MPa	压入硬度/MPa	岩石坚固性 <i>f</i>
黑云粗安岩	4.32	114.85	25.83	2741.5	11
石英斑岩	7.75	192.50	28.42	4178.8	19
角闪片岩	9.05	192.73	41.64	3797.3	19

1991 年,根据金厂沟梁金矿采选 500 t/d 技术改造方案设计,确定普通削壁充填采矿法占 31%,电耙削壁充填采矿法占 23%,机械化大矿块削壁充填采矿法占 31%。

9.12.2.1 普通削壁充填采矿法

本方法是先采矿脉,并将矿石经溜矿井放至运输水平,然后再采掘围岩,并将采下的围岩留在采空区内作为充填料。先采掘围岩还是先回采矿石,主要取决于稳固程度,哪个稳固程度差先采哪个,一般是先采矿石。

A 矿块构成要素及采准切割布置

中段高度 40 m,矿块长度 50 m,顶柱高度 2~3 m 或不留顶柱,底柱高度 3~3.5 m 或做厚 0.45 m 左右的钢筋混凝土假底,一般不留间柱,溜矿井间距 8~10 m,分层高度 2 m 左右,见图 9-107。

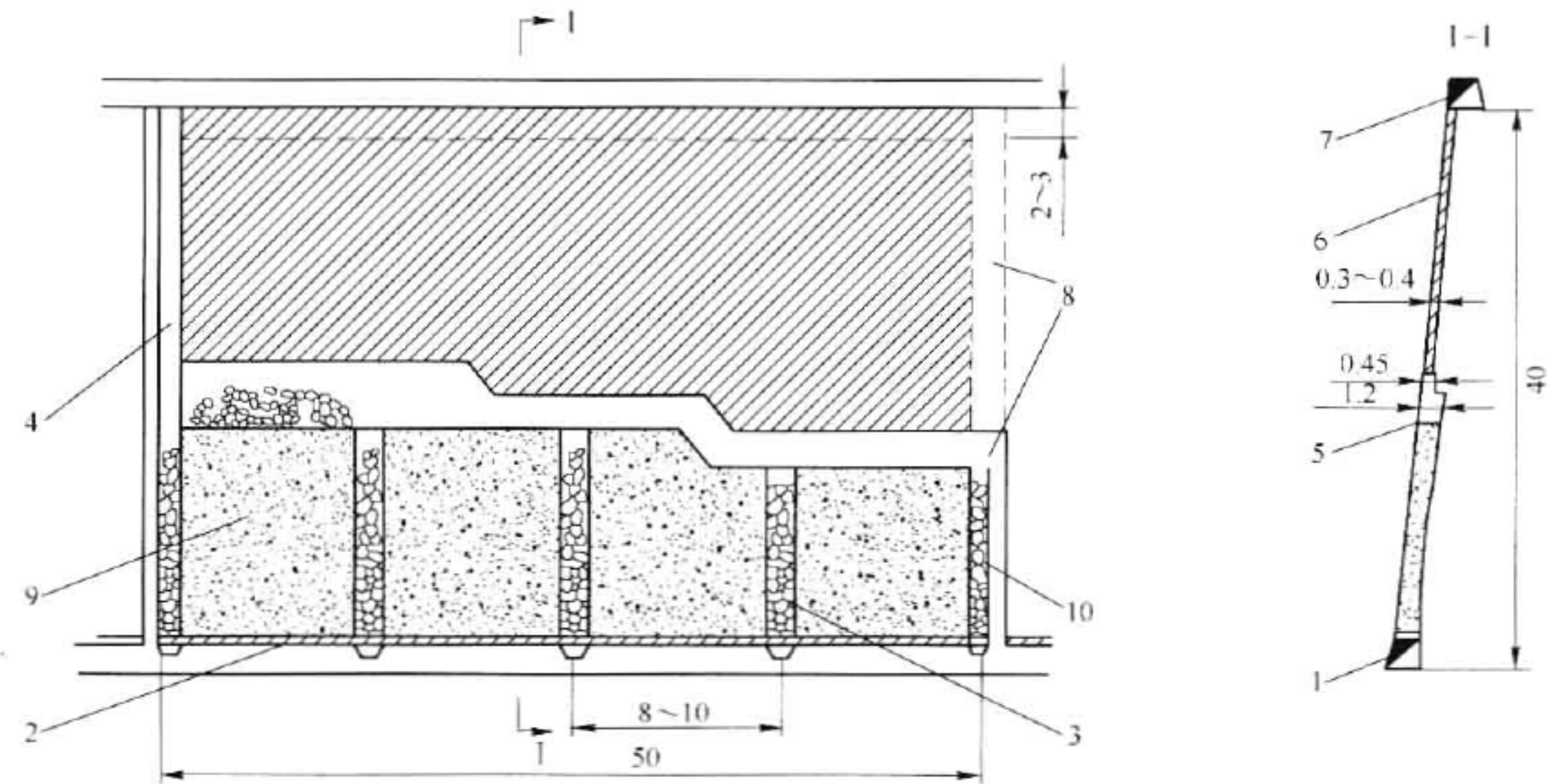


图 9-107 普通削壁充填采矿法

1—阶段运输平巷;2—人工钢筋混凝土假底;3—顺路矿石溜井;4—人行通风天井;
5—胶带垫;6—矿脉;7—回风平巷;8—顺路天井;9—充填料;10—矿石

在矿块两侧布置人行通风天井,一侧是通上部阶段运输巷道的超前天井,另一侧是顺路架设而成的天井,其规格均为 2.5 m × 1.5 m。

当留矿石底柱时,在其上沿矿块长度方向开掘拉底切割平巷,规格为 2.5 m × 1.5 m;当采用人工假底时,可从阶段运输水平一次回采至切割层高度。

金属溜井是用厚度为 3~4 mm 的钢板卷制而成的圆筒,其直径为 1.0~1.5 m,随着回

采工作面向上推进,在充填料中一节一节地顺路架设而成。每节钢圆筒高度为 0.5 ~ 0.6 m,在每节上下对应连接处焊有锁鼻,锁鼻间的弧度为 120°,以便架设连接;木材溜井是用直径为 120 mm 的小径圆木和厚度为 50 mm 的木板架设而成,也是随回采工作面的推进顺路架设,其规格为 2.5 m × 1.5 m 或 1.5 m × 采幅。采幅宽度即采场宽度不应超过 0.8 ~ 0.9 m。

B 回采方案及回采工艺

回采方案主要有水平分层和倾斜分层两种。水平分层一般是以 2 m 左右的分层高度,以水平分层向上推进,回采工作面呈梯段形布置,梯段长度为 20 ~ 25 m。倾斜分层回采方案的回采工作面是由下而上形成 30° ~ 40° 的倾斜面,以便采下的矿石利用爆力和自重运搬至溜矿井中,充填料也借自重运搬。溜矿井间距为 10 ~ 20 m。但该回采方案要求围岩比较稳固。

根据金厂沟梁金矿的矿石及围岩特性,采用先在矿脉内掏槽落矿,出矿后再削壁充填。为降低贫化在矿脉内实行两次掏槽,第一次掏槽落矿高度控制在 0.5 ~ 0.7 m,两次掏槽落矿总高度在 1.2 ~ 1.5 m,即分层回采高度。掏槽宽度控制在 0.5 m 左右。炮眼布置采用“之”字形或“一”字形排列。掏槽凿岩采用 YSP-45 型上向式凿岩机,削壁凿岩采用 7655 型凿岩机。爆破采用 2 号岩石炸药,非电导爆管起爆。爆破前,掏槽落矿地段应铺设胶垫,以防崩落矿石落到充填料上造成损失、贫化。

每次掏槽落矿后即可出矿,出矿矿石块度要小于 300 mm,大块矿石在采场内进行人工破碎,大块废石应手选出来扔入充填料中。两次掏槽出矿后要将粉矿清扫干净,然后移去胶垫,架设钢筒溜矿井。若架设木溜矿井,必须将横撑固定牢靠,以防塌落,造成二次贫化,甚至使溜矿井堵死报废。

采场出矿段矿石运出后,撤除胶垫,转入削下盘围岩进行充填(上盘破后不安全,故在该矿一般不准破坏)。削壁宽度可按下式求得:

$$M_{\text{削}} = M_{\text{采}} - M_{\text{掏}} \quad (9-4)$$

式中 $M_{\text{削}}$ ——削壁宽度, m;

$M_{\text{掏}}$ ——掏槽宽度, m;

$M_{\text{采}}$ ——采幅, m;

$$M_{\text{采}} = \frac{K_{\text{松}} M_{\text{掏}}}{K_{\text{松}} - K_{\text{充}}} \quad (9-5)$$

$K_{\text{松}}$ ——围岩的松散系数,各矿山可通过实践统计资料确定;

$K_{\text{充}}$ ——充填系数,表示充填料在采空区中所占的比例。

(1) 当采用木溜矿井时:

$$K_{\text{充}} = l - C/l \quad (9-6)$$

式中 C ——溜矿井沿矿脉走向的宽度, m;

l ——溜矿井间距, m。

(2) 当采用金属溜矿井时:

$$K_{\text{充}} = \frac{K_{\text{松}} (\pi r^2 - M_{\text{掏}} l)}{\pi r^2 - K_{\text{松}} M_{\text{海}} l} \quad (9-7)$$

式中 r ——圆形金属溜矿井半径, m。

削壁充填前应将溜矿井用盖板盖好,以防崩落的围岩掉进溜矿井内,造成二次贫化。削

(2) 回采工作从混凝土假底向上开始,使整个回采工作面形成 $5^{\circ} \sim 6^{\circ}$ 的“V”形工作面,一侧为出矿段,另一侧为充填落矿段,两侧矿段相互交替作业。

回采工艺过程包括两次掏槽、撬顶、出矿、移铺垫、安装溜矿井、架顺路天井、削壁充填、平场支护、铺垫等工序。

(3) 凿岩爆破掏槽必须适应出矿的需要,为使爆破后的崩落矿石形成一定规模的爆堆,以适应电耙出矿的需要,故采取了连续两次掏槽落矿、一次出矿、一次削壁充填的作业循环方式。

凿岩选用 7655 型凿岩机,掏槽时向上打 45° 左右的炮眼,眼深 0.8 m,削下盘围岩眼深 1.0 m。第一次掏槽的高度一般在 0.5 ~ 0.7 m,主要控制掏槽形状,为第二次掏槽降低贫化创造条件。连续两次掏槽总深度为 1.2 ~ 1.5 m,掏槽宽度,当矿脉在 0.3 m 以上时,平均为 0.4 ~ 0.65 m。当矿脉厚度小于 0.3 m 时,在矿脉中布置“一”字形炮眼;脉厚大于 0.3 m 时,可布置“之”字形炮眼,炮眼间距 0.4 ~ 0.45 m。

爆破采用 4 号抗水硝铵炸药、非电导爆管微差爆破,削围岩充填采用雷管导火线起爆。

(4) 铺垫是在平整后的充填料面上,于掏槽落矿之前完成,以防止粉矿落入充填料中造成损失。采用废旧胶带铺垫是小型电耙出矿的关键环节之一。为防止电耙把胶垫耙起,造成矿石的损失和贫化,应沿电耙耙矿方向顺茬搭接胶带,搭接长度为 0.2 ~ 0.3 m,对于局部采幅宽处,采用小块胶垫或草袋补漏。实践证明,铺垫材料的选择、铺垫接头的搭接方式都是合理的。

(5) 电耙绞车的安放位置,可以选择在采场中央溜矿井左右 15 m 的范围内来回移动。2DPJ-7.5 型电耙绞车配有斗容 0.1 m^3 、斗宽 600 mm 的耙斗出矿。为给耙矿工作创造有利条件,可使采场两侧工作面向中间成 $5^{\circ} \sim 6^{\circ}$ 左右的坡度。耙矿基本结束后,由人工清扫胶垫上的残矿和粉矿。

(6) 采场落矿段出完矿后,拆除胶垫,转入削下盘围岩进行充填。削壁宽度可按前述普通削壁充填采矿法中介绍的公式计算。

削壁充填后,将震落在充填料中的矿石,经人工手选运至溜矿井中,然后将充填料平整好,再铺垫胶带,为下一循环掏槽落矿做好准备。

9.12.2.3 机械化大矿块削壁充填采矿法

为提高急倾斜极薄矿脉的开采强度,探索寻找一种技术上可行、安全可靠、经济效益较高的新型采矿方法,金厂沟梁金矿从 1986 年 11 月开始试验成功了机械化大矿块削壁充填采矿法。这种采矿方法的特点是在普通削壁充填采矿法的基础上,引进了法国产 CT-500HE 型和美国产 EHST-0.5 型两种型号的微型电动铲运机在采场内进行矿石运搬和充填料运搬。引进法国产 Micromatic H102 型液压凿岩台车凿岩,配备 HE322 型液压凿岩机。为了将铲运机和凿岩台车运至采场,并为采场通风、行人和运料的需要,而设计了脉内顺路斜坡道、下盘斜坡道联络弯道采准系统。

A 采场构成要素及矿块开采布置形式

采场高度(即中段高度)一般为 40 m,采场若留顶、底柱,顶柱高一般不小于 2.5 m,底柱高 3.0 ~ 3.5 m。一般不留间柱。在充填料内架设的溜矿井应位于矿体的下盘,溜矿井间距一般为 35 ~ 45 m。

采场沿走向布置,其采场长度与矿脉在空间的分布状况及矿脉的赋存特点有关,并以此

确定矿块开采布置的形式,主要有以下四种开采布置形式:

(1) 单脉上向水平分层机械化削壁充填采矿法开采。采场长度可以小于 150 m,在采场一端必须设有铲运机调头机窝,其规格为 1.5 m × 2.0 m。采场结构与上向水平分层充填采矿法相似,只是采场长 100 m 左右,溜矿井间距为 35 ~ 45 m,矿石与围岩实行分采。

(2) 单脉脉内斜坡道开采。采场长度不小于 150 m(下面将着重介绍此种开采布置形式)。

(3) 交叉矿脉脉内斜坡道(一般设在主脉内)和水平分层机械化削壁充填采矿法开采。采场长度一般不小于 150 m。

(4) 人字型矿脉脉内斜坡道开采。采场长度不小于 150 m,一般也是在主脉内设斜坡道,在分支脉上设水平分层巷道。

单脉脉内斜坡道开采即机械化大矿块削壁充填采矿法矿块开采布置为:将矿脉总长 355 m 划分为首采矿房、接续矿房和终采矿房三部分。首采矿房为一沿走向长 195 m 的正三角形;接续矿房走向长 160 m,为平行四边形(正好为溜井最优间距倍数);终采矿房为一倒三角形,见图 9-109。

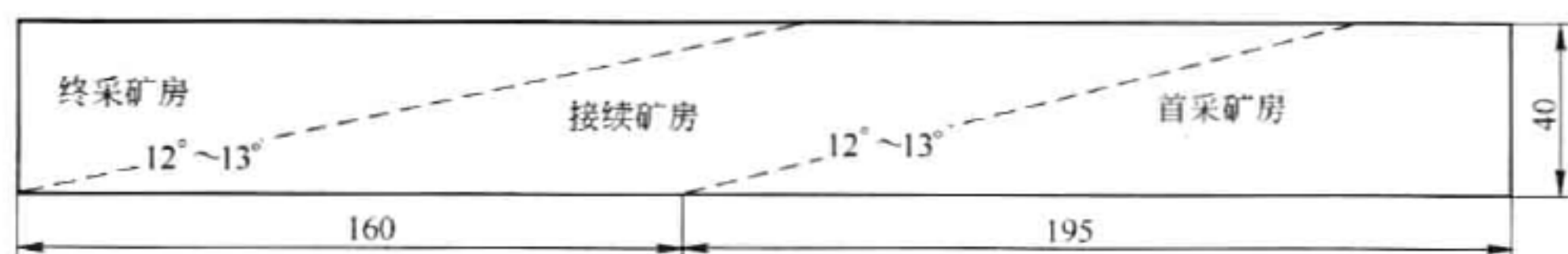


图 9-109 矿房划分示意图

B 采切工程布置

在矿体下盘或在脉内布置采场下部的运输平巷,其断面尺寸为 2 m × 2.25 m,若采用 7t 架线式电动机车运输时,断面尺寸为 2.16 m × 2.62 m。

脉内顺路斜坡道是在矿房回采充填的过程中,由切割层向上中段随着回采而逐渐形成的。斜坡道的坡度是由选用的采、运设备技术性能来确定的。按照要求,脉内顺路斜坡道的坡度为 12° ~ 13°,其断面宽为采幅,高为 2.6 m。由中段运输平巷到采场拉底平巷掘进斜坡联络弯道,作人行、材料及铲运机进入用,断面规格为 2 m × 2 m,弯道曲率半径为 3.0 m,坡度为 10° 左右。

在矿脉两翼端部,各掘进一个贯通上下两中段的沿脉天井。这两个沿脉天井分别为首采矿房和终采矿房的通风和人行天井。随着上向分层回采的推进,这两个沿脉天井都要改架成顺路天井,以便采场和中段间的联系。

采用人工钢筋混凝土假底结构,铁制溜矿井。该法利用铲运机出矿,溜矿井间距的优化十分重要。它与铲运机的行车速度、生产能力、出矿作业成本及溜矿进中分摊到采矿量上的单位成本等都有关系。对溜井间距进行了计算机处理,结合矿脉的赋存条件和矿房的划分等情况,最终确定溜矿井的间距为 40 m。

切割巷道和溜矿井口是在构筑人工钢筋混凝土假底时预留而成的(见图 9-110)。

C 回采工艺

凿岩采用 Micromatic H102 型液压凿岩台车,配 HE322 型液压凿岩机。台车悬臂可旋转 360°,四轮驱动,最小(内侧)回转半径为 1.5 m,在工作面上装卸快而简便,保养维护简

单,能在 $4 \sim 10 \text{ m}^2$ 小断面内钻凿多种方位炮眼,能自调平行度,内燃行走,电动液压凿岩,也可采用 YSP-45 型和 7655 型凿岩机凿岩。

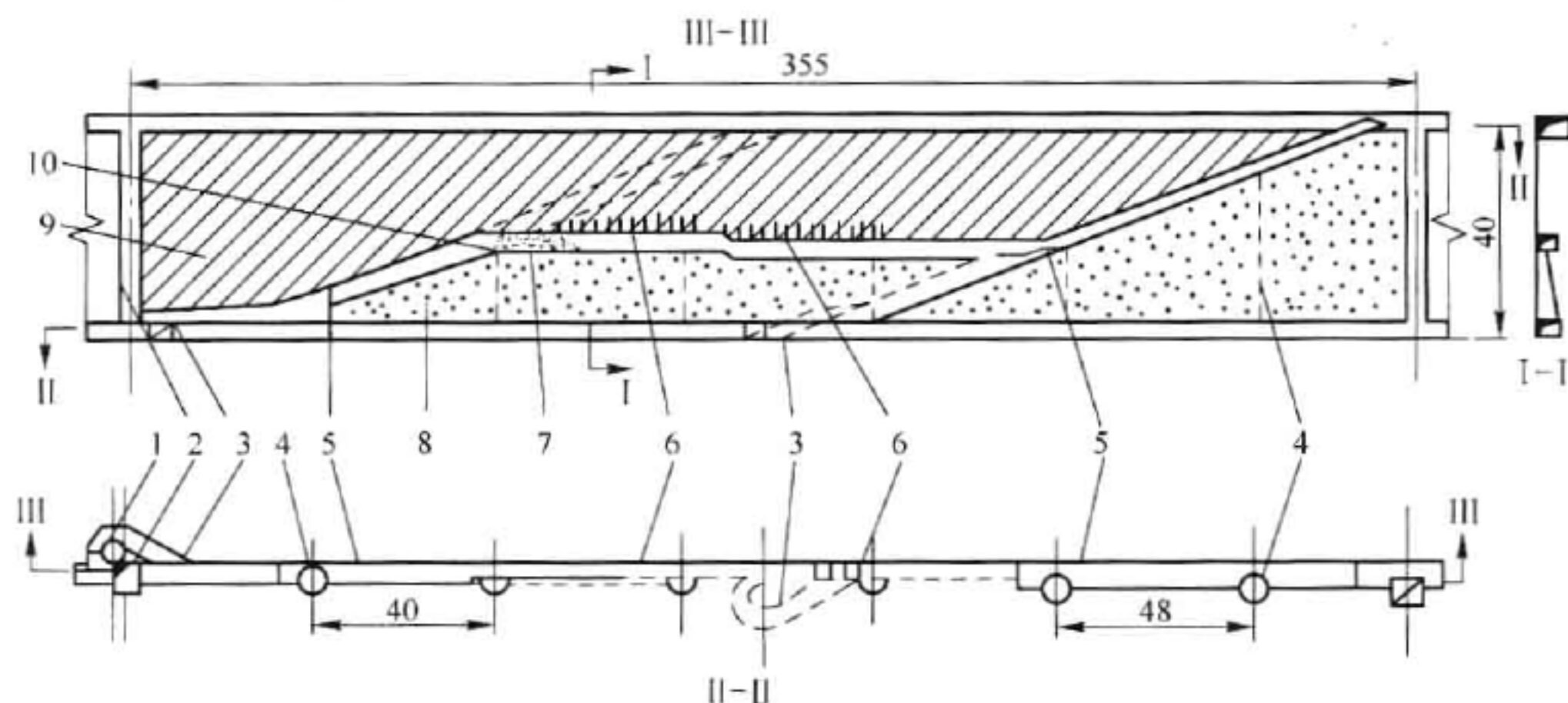


图 9-110 脉内斜坡道开采法简图

1—七中段沿脉巷道;2—采准天井;3—联络斜坡道;4—溜矿井;5—脉内斜坡道;
6—炮孔;7—矿石堆;8—充填料;9—矿体;10—铲运机

采场实行一次掏槽落矿、一次出矿、一次削壁充填的作业循环方式。爆破是在采场内进行分段落矿,分段削壁,每个作业区段长要根据炮孔数量和穿孔速度来确定,一般长 $20 \sim 25 \text{ m}$,爆破采用 4 号-I 抗水硝铵炸药或 2 号岩石炸药,非电毫秒导爆管起爆、火雷管和导火线引爆。

出矿采用 CT500HE 微型铲运机,这种铲运机斗容为 0.38 m^3 ,有效载重能力 500 kg/斗 ,操作简单,行走平稳,爬坡能力大,转弯半径小,铲取力强,能装运直径 400 mm 的矿岩,是机动灵活的微型装、运、卸设备。

为了发挥综合工作队和先进设备的优势,把一个循环的回采工序分为三个班次来完成:架设顺路天井、安装金属溜矿井应与凿岩平行进行,撬碴、平场、采场支护、设备维修保养则可在凿岩爆破后的另一个班内进行。出矿班主要是集中力量完成出矿任务,并为下一班凿岩在掏槽落矿地段做好铺垫工作。

9.12.2.4 综合评价及主要技术经济指标

(1) 金厂沟梁金矿削壁充填采矿法三种采矿方法方案的适用条件见表 9-83。

(2) 普通削壁充填采矿法目前仍存在着采场生产能力低(一般 $7 \sim 8 \text{ t/d}$)、生产效率低($1.5 \sim 2.5 \text{ t/工班}$)、工人劳动强度大、机械化程度低、损贫指标高等主要问题;电耙运搬削壁充填采矿法应用开采急倾斜极薄矿脉是成功的,采场内实现机械运搬,既减轻工人体力劳动,又可提高效率,采矿作业成本有所降低,采矿强度明显提高;问题是电耙搬迁、安装与固定工作量增加,采场尺寸受电耙有效运距的限制等,机械化大矿块削壁充填采矿法回采工艺更新,采矿设备先进,在机械化强化开采方面,开拓出一条新途径。采用脉内顺路斜坡道采准,可减少生探工作量,又可减少千吨采切比,通风、行人与材料的运送都极为方便。这种采准布置方式与人工底柱相结合,可实现无矿柱开采。但该采矿方案的使用条件比较苛刻。

表 9-83 金厂沟梁金矿削壁充填采矿法方案适用条件

采矿方法方案	普通削壁充填采矿法	电耙运搬削壁充填采矿法	机械化大矿块削壁充填采矿法
适用条件	(1) 矿厚小于 0.3 ~ 0.4 m; (2) 矿体倾角不限; (3) 接触面明显,易分离,围岩不含有用组分; (4) 矿石围岩稳固; (5) 矿石价值高	(1) 矿脉厚大于 0.3 m; (2) 其他条件同普通削壁充填采矿法	(1) 矿体倾角大于 60°,产状较稳定; (2) 矿脉厚大于 0.3 m; (3) 采幅宽应大于 1.24 m; (4) 矿脉连续长应在 160 m 以上; (5) 其他条件同普通削壁充填采矿法

(3) 主要技术经济指标见表 9-84。

表 9-84 金厂沟梁金矿削壁充填采矿法技术经济指标

项 目	指 标		
采矿方法	削壁充填采矿法	削壁充填采矿法	削壁充填采矿法
出矿方法	人工运搬	7.5kW 电耙	CT500HE 型铲运机
矿脉厚度/m	0.28	0.45	0.38
矿房长度/m	50	36 ~ 45	160
矿房生产能力/t · d ⁻¹	7 ~ 8	19.10	66.74
采矿台效/t · 台班 ⁻¹	19.0	45.5	91.83
采矿工效/t · 工班 ⁻¹	3.09	5.53	3.43
充填工效/m ³ · 工班 ⁻¹			
采切比/m · kt ⁻¹	48.33		3.94
矿石贫化率/%	45.25	25.00	39.18
采矿损失率/%	7.24	4.20	6.40
设备生产能力			
出矿/t · h ⁻¹			10.11
充填/m ³ · h ⁻¹			
CT500HE 型工时利用率/%			82.50
主要消耗材料			
炸药/kg · t ⁻¹	0.52	0.28	0.30
雷管/发 · t ⁻¹	1.13	0.41	0.84
导火线/m · t ⁻¹	1.85	0.82	0.48
坑木/m ³ · t ⁻¹	0.008	0.0012	0.0001
采矿直接成本/元 · t ⁻¹	13.12	7.04	12.75

9.12.3 抛掷爆破削壁充填采矿法试验研究

河北峪耳崖金矿开采高品位缓倾斜薄与极薄矿脉,过去主要应用全面采矿法,但存在问题:一是采场生产能力低(25 ~ 40 t/d);二是采矿损失率(22%)与矿石贫化率(92%)高;三

是采场暴露面积大而不安全。为解决上述问题而于 21 世纪初期开展此次试验研究并取得成功,为该矿增加了一种新型开采工艺——抛掷爆破削壁充填采矿法。

9.12.3.1 开采技术条件

峪耳崖金矿床为产于裂隙充填、交代的含金黄铁石英脉型和含金黄铁石英细脉浸染型矿床,金矿脉主要分布于花岗岩体内及其内外接触带中。缓倾斜薄与极薄矿脉的资源量大约占总储量的 80% 左右,矿脉虽薄但品位较高,具有较高的开采价值。矿石呈块状、脉状构造,以晶粒结构、碎裂结构为主。矿石中有益组分主要是金元素,银也可顺便回收,硫虽含量较高,但无回收条件。矿体一般规模比较小,走向长度 80 ~ 250 m,倾斜长度 60 ~ 160 m,倾角 $40^{\circ} \sim 70^{\circ}$,脉厚 0.6 ~ 1.6 m,平均品位 12.5×10^{-6} 。矿石中等稳固, $f = 10 \sim 12$ 。试验矿块位于 194 m 中段,矿体为石英单脉型,走向 85° ,倾向北西,倾角平均 18° 。矿脉走向长 150 m,平均厚度 0.25 m,品位 91.14×10^{-6} 。矿体围岩为花岗岩, $f = 10 \sim 12$,局部上盘有一层闪长岩脉,略有矿化。矿岩界限清楚,爆破易于分离,无夹石现象。岩石自然安息角 40° 。矿床水文地质条件简单。

9.12.3.2 矿块结构与采准切割

A 矿块构成要素

根据矿床开采技术条件,矿块沿矿脉走向布置。矿块长 40 m,矿块高 18 m,斜长 40 m,不留间柱,只留 2.5 m 高的顶底柱,也可采用人工假底。试验方案为壁式爆力削壁充填,即在采场中,岩石使用壁式爆力削去下盘后抛掷进入空区,然后爆落顶板矿石。

B 采切工程

利用 194 m 水平掘进沿脉巷道作为矿块的出矿巷道。采准上山沿矿体倾向方向上掘 40 m 到 205 m 水平,其规格 $2 \text{ m} \times 2.5 \text{ m}$ 。在沿脉巷道内,间隔 5 m 掘进规格 $2 \text{ m} \times 1.5 \text{ m}$ 的出矿漏斗和 $2 \text{ m} \times 1.5 \text{ m}$ 电耙硐室。所有采切工程总长度 75 m(见图 9-111)。

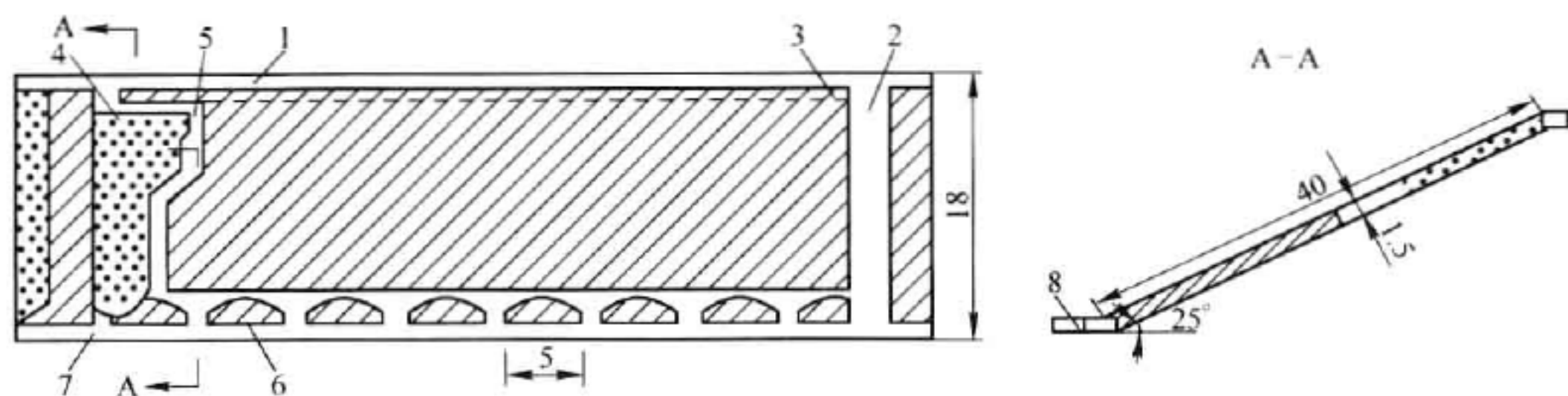


图 9-111 抛掷爆破削壁充填采矿法示意图

1—上中段平巷;2—采准上山;3—顶柱;4—充填体;
5—作业空间;6—底柱;7—运输平巷;8—电耙硐室

C 钢结构人工假底

目前,矿山采用的矿块底部结构类型主要有两种,一种是矿石底部结构;另一种是人工假底底部结构。一般矿石品位低的采用矿石底部结构,而矿石品位高的都采用人工假底的底部结构。二者的本质区别在于,矿石底部结构虽然在矿石回收时不需要额外投入一部分工程费用,但矿石回收率低,一般在 $40\% \sim 50\%$,最高达到 60% ,而人工假底底部结构虽然回收率高(几乎没有损失),但需要额外投入一部分工程费用。因此,在施工中应根据工程

地点矿脉品位的具体情况,通过综合技术经济分析比较来确定底部结构的类型。本次试验针对 330 m 和 275 m 水平试验采场的矿脉厚度与品位,经过综合技术经济分析比较,确定采用人工假底的矿块底部结构。在假底结构形式上,主要考虑了两个方案,一种是钢筋混凝土结构;另一种是钢支架结构,即由 14 号工字钢和 $\phi 18 \sim 20$ cm 圆木及厚 3 cm 木板构成,结构形式见图 9-112。从二者的应用条件看,对于缓倾斜或倾斜上下盘破碎的薄矿脉,钢支架结构假底在施工的难易程度方面,具有突出的优点;在开采急倾斜薄矿脉的条件下,才采用钢筋混凝土结构假底。因此,在人工假底结构形式上,选择钢支架结构假底,并在 330 m 和 275 m 水平进行了工业试验。根据地质提交和回采过程中取样化验,试验矿块矿脉平均地质品位为 63 g/t。实际每米人工假底新增经济效益(利税)为 2555.69 元,试验矿块架设的假底长度为 58 m,新增利税总额为 14.82 万元。试验研究证明:

- (1) 所采用的钢支架结构假底,其安全可靠、施工工艺简单;
- (2) 采用钢支架结构人工假底,其成本为 443.76 元/m,与钢筋混凝土假底(成本为 517.86 元/m)相比,成本降低了 74.1 元/m。并且其施工进度快,为合理采矿节省了工作时间;
- (3) 采用人工假底能够更充分的利用矿产资源,延长矿山的服役年限,具有明显的经济效益和社会效益。

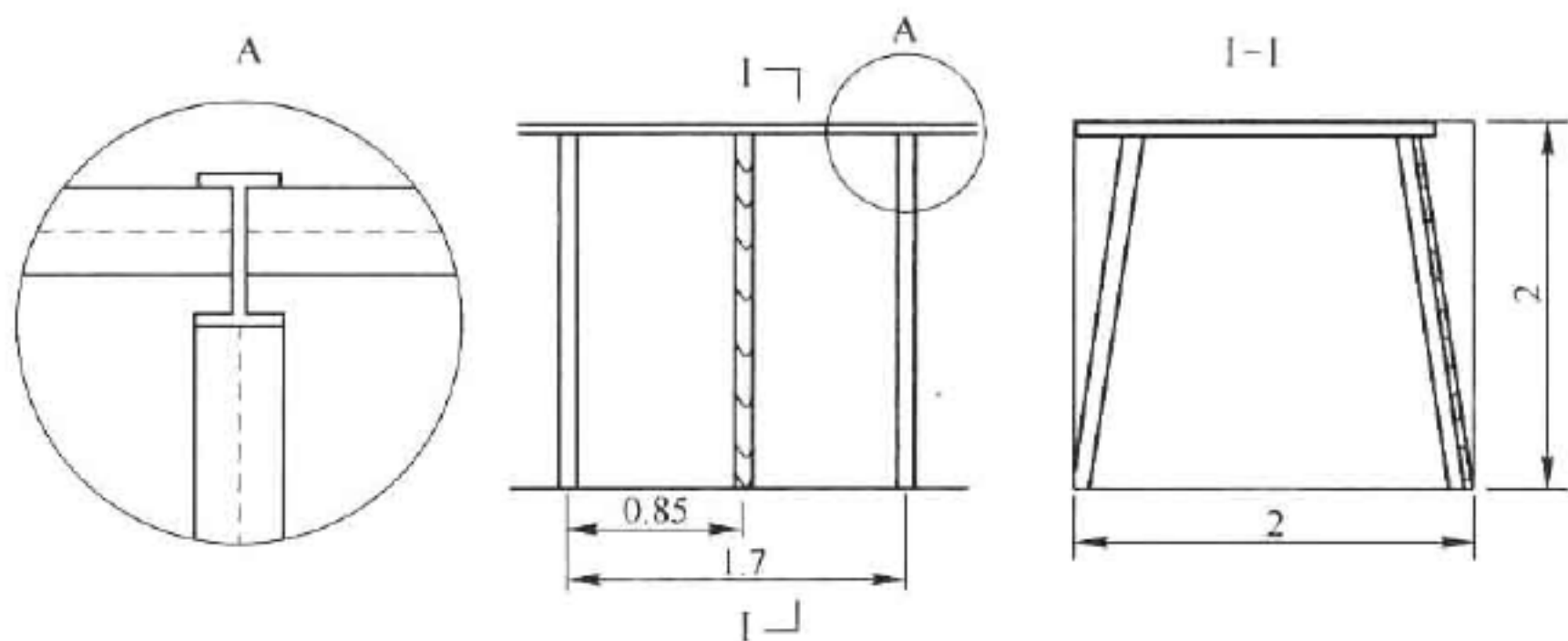


图 9-112 钢支架假底结构图

9.12.3.3 回采工作

采用壁式连续回采,回采工作面与矿体走向垂直,矿岩分开爆破,先削下盘围岩,后采下顶部矿石,由一侧向另一侧连续推进。每个回采分条由上而下沿矿体倾斜向下作业,直至 194 m 水平,分条宽度 1.0 ~ 1.1 m。采用定向抛掷爆破进行削壁充填后,再用松动爆破技术落矿,采场顶板以充填料作为永久支护,并配合木立柱或水泥卷锚杆辅助支护。

A 凿岩

凿岩爆破参数确定。在每条回采单元,削壁炮眼与矿体走向推进工作面成 $35^{\circ} \sim 40^{\circ}$ 凿岩方式,采用 YT-27 型凿岩机,普通合金钎头,2 号岩石炸药。在削壁层内钻凿彼此平行炮眼,利用靠近削壁底板的炮眼和中间眼组成柱状平面药包,同时起爆进行定向爆破。

B 落矿

每次爆破不仅要把抛掷药包平面所包围的大部分岩石抛到采空区内,而且还要将靠近矿脉炮眼进行松动爆破的大部分岩石也带走,采用合理的抵抗线控制抛掷速度,获得合理的

抛掷距离,以合理的抛角控制抛掷方向,从而获得较理想的抛掷充填效果。根据工艺要求,抛掷水平距离 2~4 m。抛角 $65^{\circ} \sim 75^{\circ}$ 。每排布置 3 个眼,上部靠近矿体的眼为松动爆破,下部两个眼组成平面药包,称为抛掷爆破眼,炮眼排列形成为弧形。炮眼采用连续装药结构,松动眼装药系数 0.22~0.24,抛掷眼为 0.55~0.6。秒差导爆管与分段起爆,排内先爆松动眼,后爆抛掷眼。回采作业过程中,削壁眼(3 个)与落矿眼(1 个)一次同时凿完,先起爆削壁眼,清完工作面后再用同段一次起爆落矿眼。炮眼长度 1.6~1.8 m。最小抵抗线 0.6~0.7 m。单位炸药消耗量 0.38~0.4 kg/t。

C 出矿

矿石运搬。根据矿块长度,落下矿石经由电耙扒至中段巷道装车运出。扒矿完毕,崩落底板粉矿需要人工清理回收,也可采用废旧胶板顺茬搭接。电耙功率 14~30 kW。

D 通风和支护

采场利用矿井自然风流,由下部巷道进入采场,污风由上中段回风巷道排出地表。

采用壁式爆力削壁充填采矿法缩短了回采分条宽度(1.0~1.1 m),并采用废石充填了空区。但因其控顶距在 3.5~4.0 m,为确保作业安全,遇到破碎岩层时,需要对顶板进行临时支护。支护方式是木柱与水泥卷锚杆,支护网度 0.9 m×0.9 m,锚固长度 400~600 mm,锚杆采用 $\phi 16$ mm 螺纹钢,长度 1.8~2.0 m。

9.12.3.4 技术经济指标

(1) 主要技术经济指标。厚度 0.25~0.5 m,矿块生产能力 50.5 t/d,采矿作业工人劳动生产率 3.88 t/工班,采矿损失率 5%,矿石贫化率 35.7%;采矿直接作业成本 39.18 元/t,其中,工资 21.03 元/t,炸药 2.85 元/t,动力 5.87 元/t。

(2) 效益分析。试验研究之经济效益与过去矿山主要利用全面采矿法相比,其突出优点是将废石充填到空区,保证工人作业安全的同时,减少了废石混入,从而降低贫化。相应地也大大减少了由于废石混入所产生的费用,包括提升、运输、选矿及氰化和污水处理费用。另外相应也减少了尾矿输送和延长矿山服务年限,给矿山带来了显著的效益。

9.12.3.5 评价

该采矿方法的现实意义表现为:一是由于采用分采作业,减少了出矿量,缓解矿山井下提升、运输压力,逐步扭转采掘失调的被动局面;二是由于对空区进行充填,可有效地控制矿区地压,能更好地保证井下作业安全。

9.13 崩落采矿法

长期以来,地下开采岩金矿床应用分段、阶段崩落采矿法,一直不为人们所接受,主要是由于崩落采矿法具有损失贫化指标较高的特点,对于贵重金属矿床的开采是不经济的。近年来,岩金地下矿山采矿方法的新方案相继试验成功,技术经济指标有了较大的提高,其中对于低品位、厚大金矿床采用高效率、高强度的崩落采矿法,显著地提高了企业的经济效益。如陕西太白金矿和山东玲珑金矿分别用阶段崩落采矿法和分层崩落采矿法进行了大胆的尝试,取得很好的技术效果和经济效益。应该说,因地制宜采用崩落采矿法回采岩金矿床,对于采矿方法向安全、结构简单、强度高、组合式的方向发展起到了积极推进作用。

9.13.1 玲珑金矿分层崩落采矿法实例

18 号脉是玲珑矿田 10 号脉系内规模较大的一条矿脉,属急倾斜、薄矿脉,该矿脉产出特征严格受构造控制,上、下盘围岩均为破碎花岗岩,破碎带厚 2~5 m,矿石类型以破碎蚀变岩型为主,矿岩均不稳固,矿体厚 1~1.5 m,平均厚 1.3 m,倾角 50°~75°。

该矿曾采用上向干式充填采矿法和浅孔留矿采矿法等均未成功,根据矿岩破碎的特点,该矿改用分层崩落采矿法,在覆岩下进行从上至下的分层回采,实践证明,这是一种有效方法。

9.13.1.1 回采设计方案

A 矿块布置与构成要素

矿块沿矿体走向布置。各个分层在矿体全厚上用分层平巷进行回采。矿块长度 40~60 m,阶段高度 40 m,分层平巷高 2~2.5 m,宽度 1.5 m,分层间柱厚度 2.5~3 m。

B 采准切割工程布置

采用下盘脉外采准工程布置。在矿块的下盘中央布置一条采准天井,用于行人、通风、运放材料、放矿等。在采准天井中向矿体掘进联络巷,作为出矿、行人巷道。脉外采准天井规格为 1.5 m×2.5 m,联络巷规格为 2 m×2 m。

采准工程施工完毕,在上中段穿脉中沿矿体走向拉切割巷道,切割巷道的宽为 1.5 m,高 1.8 m(见图 9-113)。

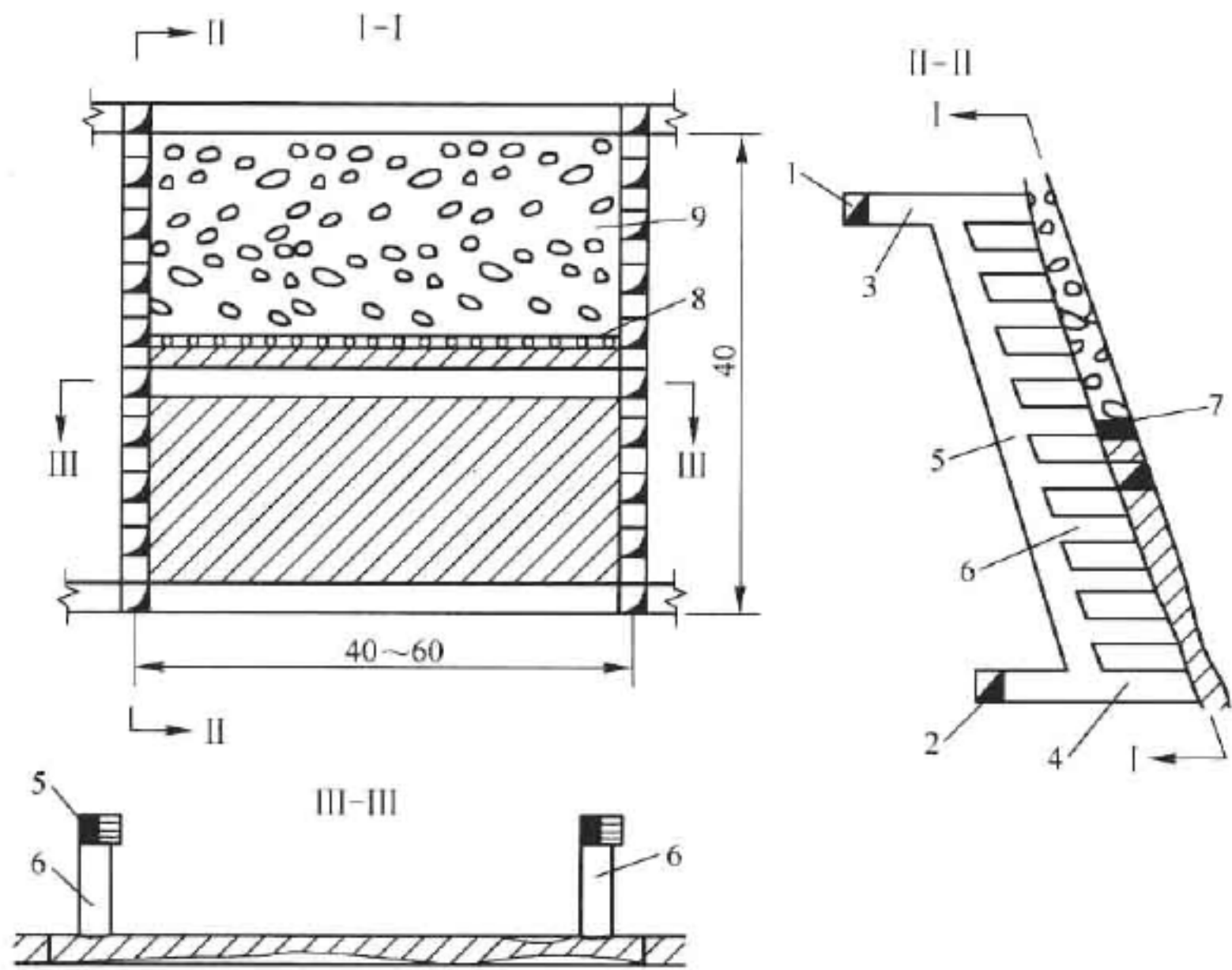


图 9-113 分层崩落采矿法回采方案

1—上中段沿脉运输平巷;2—下中段沿脉运输平巷;3—上中段穿脉;4—下中段穿脉;
5—脉外人行井;6—联络道;7—分层平巷;8—人工假顶;9—崩落围岩

C 假顶的铺设与覆盖层的形成

(1) 假顶类型:采用圆木排钢丝绳整体式柔性假顶。用直径为 25 mm 的废旧钢丝绳把

长 3 m 以上、直径大于 18 cm 的圆木连排(拼)在一起。其上再加一层 4 cm × 4 cm 金属网而形成。金属网长 3 m, 宽 1.8 m, 用 10 号铁丝编织而成。

(2) 假顶铺设: 切割巷道施工完毕后, 在其底板上铺设假顶。先铺圆木排钢丝绳整体式柔性假顶, 然后在其上铺金属网, 并将圆木排与金属网连为一体。

(3) 覆盖层的形成: 铺假顶的同时, 在切巷中向两帮围岩及顶板凿岩, 待假顶铺设完毕, 强制崩落围岩, 在假顶之上造成岩石垫层, 其厚度不得小于 5 m。

D 回采工艺

(1) 回采顺序: 每个矿块自上而下分层连续回采。分层平巷宽度为 1.5 m, 高度为 2 ~ 2.5 m, 分层平巷间留厚 2.5 ~ 3 m 的矿层。首先从联络巷开始向两翼前掘分层平巷, 每侧前掘 20 ~ 30 m, 待分层平巷掘进完毕, 从分层平巷中部后退式分步回采, 回采步距 3 m。

(2) 凿岩爆破: 采用 7655 型、YT-27 型、YSP-45 型凿岩机, “一”字型钎头凿岩。炮孔直径 38 ~ 42 mm, 孔深 1.5 ~ 1.7 m。利用非电导爆管起爆系统起爆, 2 号岩石硝铵炸药进行爆破。采用间隔装药进行控制, 以免假顶及支架的破坏, 保证假顶的连续性。

(3) 矿石运搬: 用 7.5 kW 电耙出矿。电耙耙运距离为 20 ~ 30 m, 耙运宽度不大于 1.2 m。

(4) 通风: 利用局扇强制通风, 新风流经采准天井, 联络巷冲洗工作面, 污风经采准天井到上个中段回风巷并入主风流排到地表。

(5) 采场支护: 分层回采平巷随采随支, 支护材料为木材。木材最小直径 16 cm, 支架间距 1 m, 支架之间用厚 5 cm 的木板连在一起, 以增强支架的稳定性。

9.13.1.2 主要技术指标

主要技术指标为: 矿块生产能力 40 t/d; 采矿工效 4 t/工班; 矿石贫化率 20%; 采矿损失率 4%; 矿块采切比 27 m/kt。

9.13.1.3 评价

采用分层崩落采矿法, 选用柔性假顶, 有效地解决了玲珑金矿 18 号脉的回采问题, 降低了采矿损失贫化率。对贵重矿石开采, 在围岩不稳固、矿石破碎、形状不规整的情况下, 该法有较强的适用性。

9.13.2 后沟金矿分段崩落采矿法实例

河北后沟金矿在开采矿体厚度较大、倾角缓、品位低、矿岩又较破碎的岩金矿床时, 将无底柱崩落和分段矿房连续崩落采矿法有机地结合在一起, 进行了菱形结构分段崩落采矿法的实践, 实现了无矿柱开采, 取得较好的经济效益, 解决了初期采用的分段矿房崩落采矿法所带来的支护和施工等困难。

9.13.2.1 地质概况

后沟金矿床属含金破碎带钾质蚀变型金矿床。矿体受断裂带与钾质蚀变岩带双重控制。倾角 $28^{\circ} \sim 33^{\circ}$, 走向长度 350 m, 垂直厚度 25 ~ 30 m, 主矿段由 I、II、III 号脉组成。三条脉近似平行产出, 呈似层状、透镜状; 矿体夹石较多, 含金品位 0.6 ~ 1.0 g/t, 矿脉厚度在 5.0 ~ 20 m 之间变化, 矿床平均地质品位 5.19 g/t, 矿体下盘为角闪斜长片麻岩、斜长角闪岩, 属典型层状碎裂岩体结构, 部分地段糜棱岩和破碎岩构成矿体直接顶板, 极不稳定, 不允

许较大面积、较长时间暴露。

9.13.2.2 方案设计

菱形结构分段崩落采矿法以椭球体放矿理论为基础,以接近椭球体形态的菱形矿房为开采单元进行回采,以适应复杂多变的矿体形态和使放矿椭球体在开采单元中较好发育,达到降低损失贫化的目的。矿房具体为矮分段、高菱形矿房落矿,电耙道兼回采巷道(称电采巷),相邻分段对应电采巷用多分段溜井联接。回采过程中,由上至下,由切割自由面向矿体一翼和两翼连续进行。菱形开采单元既是矿柱又是矿房,回采结束后,除较大夹石部分予以保留外,不留任何矿柱(见图9-114)。

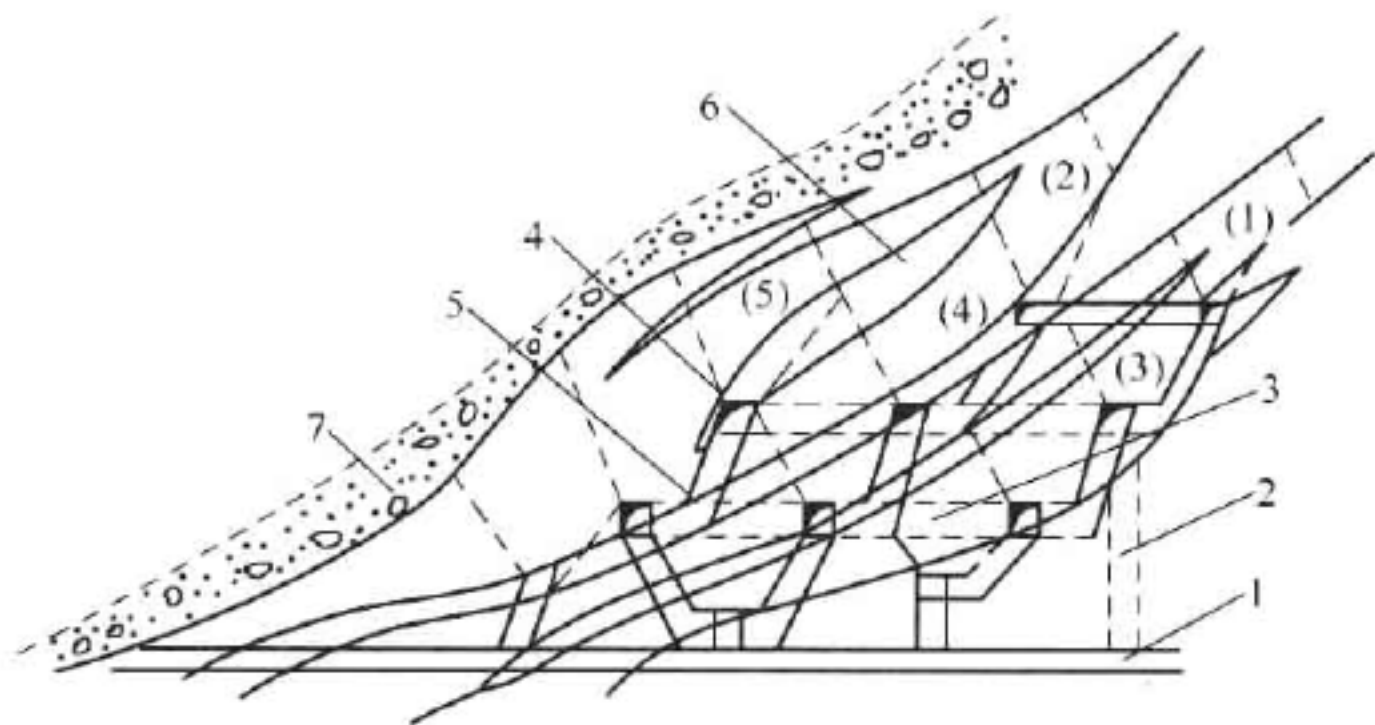


图9-114 菱形结构分段崩落采矿法

1—穿脉巷道;2—溜井;3—联络道;4—凿岩巷道;5—斗穿、斗井;
6—夹石;7—断层和破碎带;(1)~(5)—回采顺序

A 采准工作

将30 m中段按7~8 m分为4个分段水平。在穿脉运输巷道旁施工溜矿井,人行井到各相应分段,形成人行出矿系统。然后开凿穿脉联络巷,穿脉联络巷起生产探矿作用,进一步采样圈定矿体,为菱形开采单元的设计提供依据。在穿脉联络巷沿矿体走向平行布置分段凿岩巷道,间距为10~14 m。在凿岩巷道中根据上部菱形开采单元放矿需要布置单侧或双侧放矿斗穿、斗井,并沿凿岩巷道方向两侧扩斗(见图9-115)。

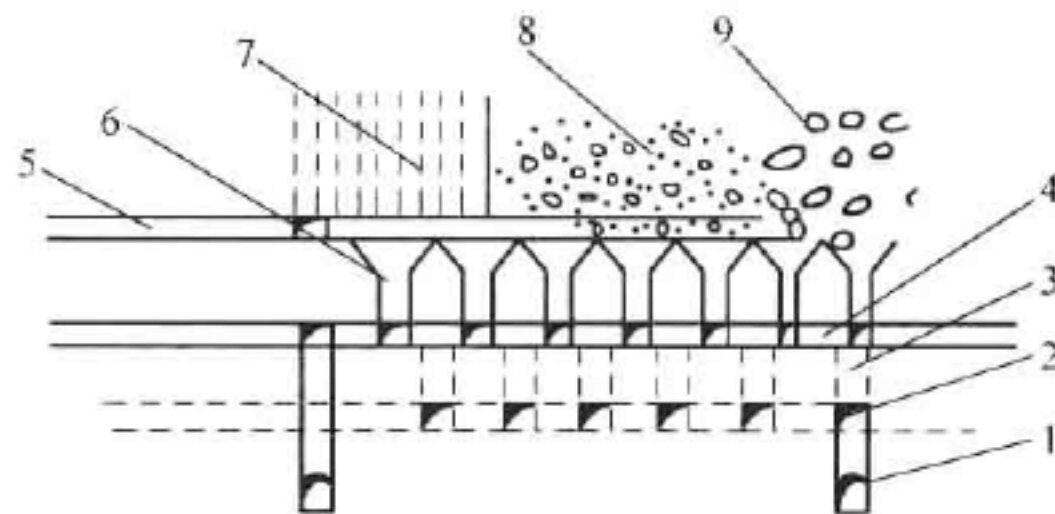


图9-115 菱形结构分段崩落采矿法

1—穿脉巷道;2—联络道;3—溜井;4—作为电耙出矿巷道的凿岩巷道;
5—凿岩巷道;6—漏斗;7—中深孔;8—崩落矿石;9—崩落围岩

B 回采作业

回采顺序类似于无底柱崩落采矿法,由上至下由切割自由面向矿体一侧或两翼连续退

采,分段菱形开采单元回采顺序由下盘向上盘展开,以避免上盘崩落围岩的过早混入。下分段回采工作在上分段两个菱形开采单元放矿基本结束后,进行回采爆破。

在凿岩巷道中部或一侧,根据回采方向设计切割立井的位置,其断面为 $2.5\text{ m} \times 2.5\text{ m}$,高度 $7 \sim 8\text{ m}$ 。由于菱形矿房较高,最高为 $15 \sim 17\text{ m}$,单用中深孔爆破拉槽,高度不够,采用上挑切槽井再用中深孔扩大至整个菱形断面的方法形成。

按菱形开采单元断面形状布置扇形中深孔,采用 YGZ-90 型中深孔钻机进行凿岩,炮孔直径 65 mm ,排间距 $1.6 \sim 1.8\text{ m}$,孔底距 $1.8 \sim 2.0\text{ m}$ 。使用 BQ-50 型装药器,灌装搅拌 30% 柴油的粉状硝铵炸药。采用挤压爆破,每次爆 $4 \sim 8$ 排,最多 12 排。

采用 30 kW 和 15 kW 电耙出矿。出矿分两阶段进行。首先,每次爆破后,采出 $1/5 \sim 1/4$ 崩落矿石量,然后再进行集中大量放矿。出矿顺序按开采顺序安排,保证下部分段回采时,上部分段菱形开采单元放矿基本结束。

9.13.2.3 主要技术经济指标

后沟金矿菱形结构分段崩落采矿法的主要技术经济指标如下:

采准工程量 28 m/kt ;中深孔凿岩台效 45 m/台班 ;中深孔每米崩矿量 4.9 t/m ;单位炸药消耗 0.1 kg/t ;矿石贫化率 0.27% ;电耙出矿能力 80 t/台班 。

9.13.2.4 评述

菱形结构分段崩落采矿法对中厚以上、产状和夹石形状变化较大的矿体开采有较强的适应性,它具有开采工艺简单、不留任何矿柱、矿石回采率高、矿石贫化率较低的特点,采准工程主要布置在矿体之中,采准带矿多,出矿及通风条件较好;但也有不足之处:分段巷道较多,必须开凿为分段凿岩巷道出矿专用的独立溜矿井和人行联络巷道,施工较困难;必须有较严格的回采放矿顺序,不能多中段作业。

9.13.3 太白金矿阶段崩落采矿法实例

陕西太白金矿床是一个多阶段热液成因的角砾岩型金矿床,整个矿床赋存于含金构造角砾岩带之中,矿体产状严格受角砾岩体的控制。

矿体呈大透镜状,中间厚,约 60 m ,两端薄,约 $21 \sim 25\text{ m}$,平均厚度 32 m ,矿体倾角 $49^\circ \sim 90^\circ$ 。矿体走向长 578 m 。

矿体围岩为角砾岩和钠长绢云母粉砂质板岩,以板岩为主。板岩裂隙发育,虽较坚硬,但整体稳固性较差, $f=4 \sim 7$ 。矿石以原生矿石为主,半氧化和氧化矿石为辅。原生矿石以角砾状黄铁矿、钠长石、含铁白云石金矿石为主,矿石较坚硬, $f=5 \sim 8$ 。但受构造影响,裂隙较发育,中等稳固。在成矿后的几条断层附近,矿石稳固性较差,所掘巷道必须支护。

9.13.3.1 采矿方法的结构

针对矿体厚大、品位低、矿石稳固性差的特点,以及矿山生产的需要,太白金矿选用有底部结构的阶段强制崩落采矿法。其工艺要点为:分段中深孔凿岩,导爆索和导爆管复式起爆,全矿块限制空间挤压中深孔爆破落矿,覆岩下不等量顺序放矿,堑沟受矿,电耙出矿。

A 矿块结构参数

由于矿体厚大,矿块垂直走向布置;阶段高度 40 m ,矿块宽度 15 m (以电耙道负担范围为准),底柱高度 14 m ,凿岩分段高度 10 m ,矿块长度等于矿体厚度。

B 采准工程布置

考虑矿体厚大,在电耙道中央和矿体下盘处各布置1条溜井,分两段出矿。各矿块电耙道将下盘联络道和上盘联络道联通,新鲜风流从下盘人行通风井进入下盘联络道分流入电耙道,污风从上盘联络道进入专用回风巷道排入出风井(见图9-116)。

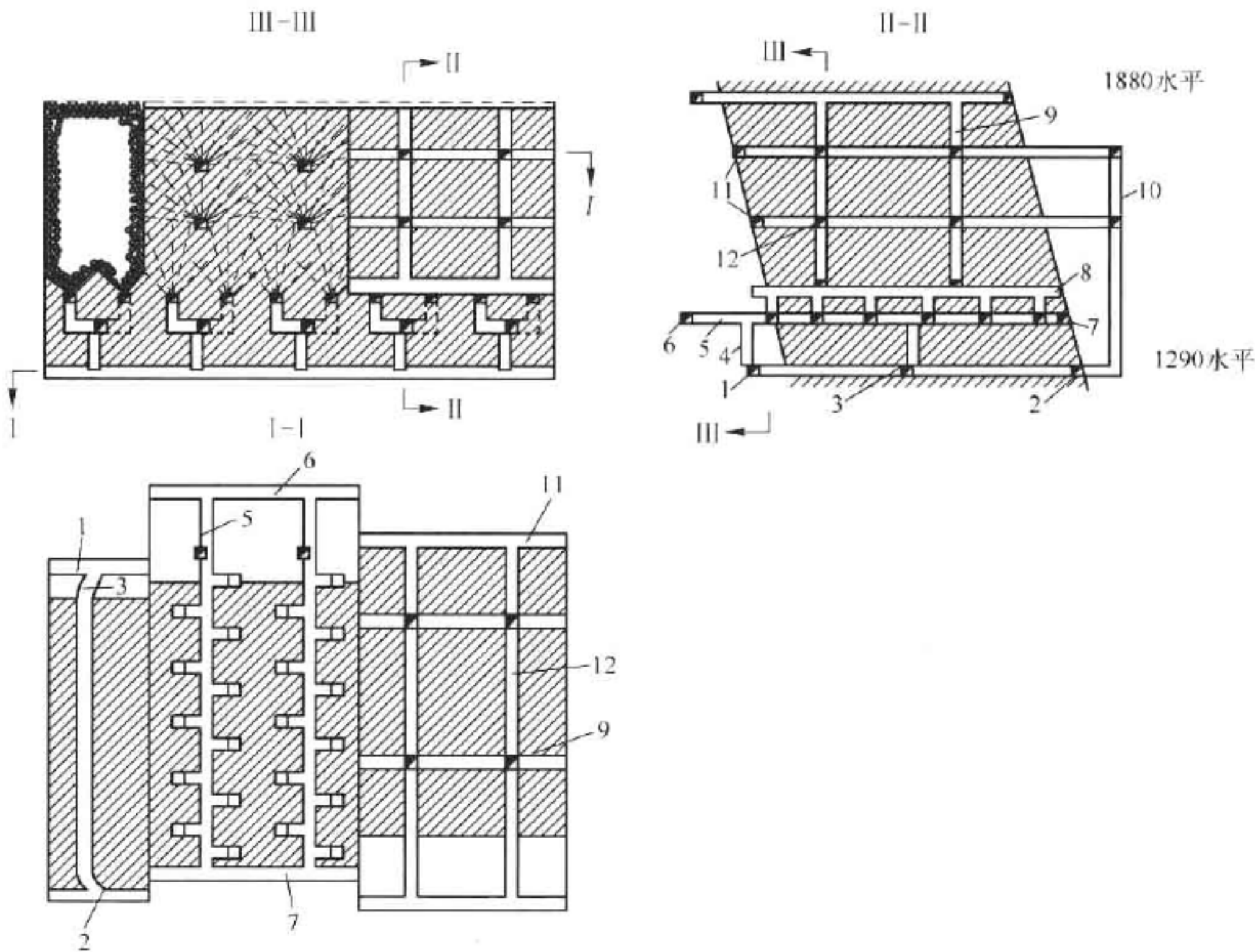


图9-116 太白金矿阶段崩落采矿法方案简图

1—下盘运输巷道;2—上盘运输巷道;3—穿脉;4—溜井;5—电耙巷道;6—下盘联络道;
7—上盘联络道;8—盲沟巷道;9—切割槽;10—辅助井;11—联络巷道;12—凿岩巷道

由于电耙巷道承担出矿量较大,必须全面支护,采用钢筋混凝土整体浇注对其进行支护,斗穿口用14 kg/m 钢轨或槽钢加固。

采用盲沟式底部结构,盲沟巷道与电耙巷道垂距为4.6 m。

为解决各凿岩分段的设备和材料的提升,在稳定性稍好的上盘围岩中布置1条提升井(数个矿块共用)。

9.13.3.2 回采工艺

A 落矿

采用后退式回采。用YZG-90型凿岩机钻孔,上向扇形布置炮孔,切割巷道最小抵抗线1.5 m,凿岩巷道最小抵抗线1.6~1.8 m,炮孔密集系数1.0~1.2。

爆破采用限制空间爆破(补偿空间15%~16%)和沿电耙道向已爆破的充满松散矿石的空间挤压相结合的落矿方案。压气装药,使用普通2号岩石硝铵炸药,用非电导爆管和导爆索的复式起爆方式。全矿块一次爆破完成。

B 出矿

采场爆破后,先进行不等量顺序放矿,当贫化开始后,进行顺序放矿,直至截止品位(截止品位为 1.5 g/t)。

耙矿采用 2DPJ-30 型电耙出矿,出矿采用安装在溜矿井下口的振动放矿机完成。

9.13.3.3 主要技术经济指标

太白金矿阶段崩落采矿法的主要技术经济指标如下:采切比 $9.5 \sim 14.2 \text{ m/kt}$;采矿损失率 $15\% \sim 25\%$;矿石贫化率 $20\% \sim 30\%$;中深孔台效 35 m/台班 ;每米孔崩矿量 $6.25 \sim 9.6 \text{ t/m}$;炸药单耗 $0.28 \sim 0.40 \text{ kg/t}$;电耙出矿能力 $240 \sim 265 \text{ t/(台} \cdot \text{日)}$ 。

9.13.3.4 评价

(1) 阶段崩落采矿法是一种高效率、低成本的采矿方法,太白金矿成功的试验并推广应用了该方法,为岩金矿山提供了经验。

(2) 太白金矿的围岩含有一定的品位,且较矿石坚固,粗碎后形成较大的块度,经分级选出,进行堆浸,从而提高了矿山综合回收率,降低了矿石贫化率,这也是该矿成功的应用阶段崩落采矿法的因素之一。

9.13.4 金厂峪金矿阶段深孔连续崩落采矿法实例

河北金厂峪金矿是中国大型金矿之一,矿床赋存条件复杂,含矿带较宽,品位较低且与围岩无明显界限。在开采厚大部分矿体时,该矿改变了以往主要采用的浅孔留矿和分段空场采矿方法,通过对大直径深孔采矿技术的研究,成功地进行了阶段深孔连续崩落采矿法的生产试验,改善了生产中面临的采准工程量大、采场生产能力低、作业条件差等问题,在提高该矿的工艺技术水平、降低作业成本等方面,取得显著效果。

9.13.4.1 回采条件

金矿阶段深孔连续崩落采矿法的工业试验在金厂峪 629-6 矿块进行。该矿段矿体倾角 65° ,矿体由石英脉、细长石英脉和次生石英脉在片岩中组成石英复脉带,围岩为斜长片麻角闪岩,矿体与围岩中等稳固。其南侧为用 VCR 法回采后用废石充填的 629-3 采场,北侧为尚未回采的 627-2 矿块。

矿块长 29 m ,宽等于矿体厚度 $13 \sim 19 \text{ m}$,段高 40 m ,矿量 3900 t 。该矿段矿化均匀,金品位 6.75 g/t 。

9.13.4.2 回采方案

根据对金厂峪金矿地质条件分析,矿床赋存条件复杂,含矿带宽,品位较低,决定运用大直径深孔采矿技术,进行连续后退式阶段崩落回采试验,就 629-6 矿块的回采条件而言,由于采幅相对较窄,挤压介质不大,宜采用带补偿槽的全矿块深孔挤压爆破崩矿方案(见图 9-117)。

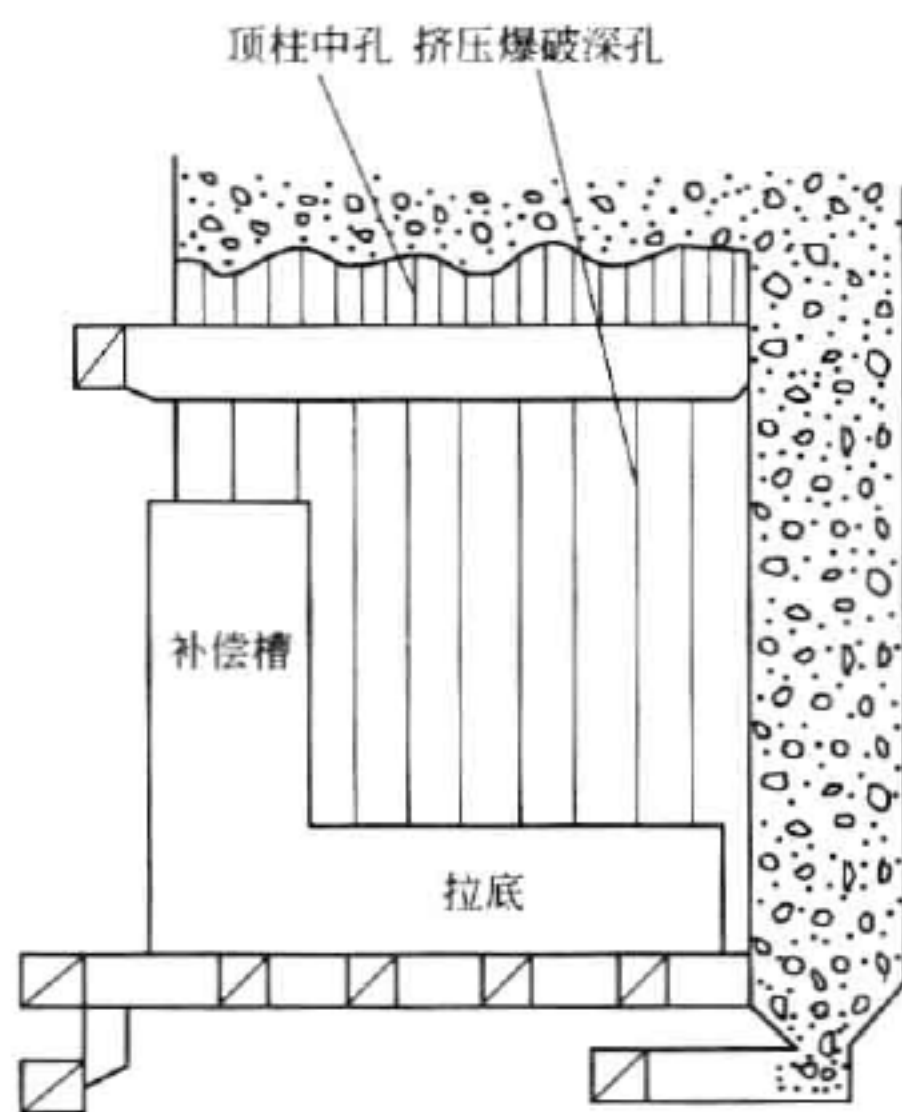


图 9-117 带补偿槽的阶段深孔挤压爆破单步骤回采方案

在 143 水平原留矿采矿法采场的底柱中布置凿岩硐室,在 103 水平布置出矿系统,采用铲运机进路堑沟拉底的底部结构形式。凿岩硐室采用锚杆金属网支护,其余采准巷道在岩层不稳定处采用管缝式锚杆支护。

采用 VCR 法球形药包分层爆破法在矿块的端部先行掘进一天井,规格为 $2.3\text{ m} \times 2.3\text{ m}$,深 38 m,采用 6 个孔或 7 个孔布置方式,中心孔间距为 $0.8 \sim 1.0\text{ m}$ 。同时,再用阶段深孔扩帮形成切割补偿槽。然后,整个矿块通过切割补偿槽、拉底空间并辅之向相邻采场充填废石挤压移位一次顺序微差爆破。

受硐室布置炮孔条件的限制,采场采用平行垂直深孔和扇形深孔的联合布孔方式。自 629-3 采场(已采完并为废石充满)有挤压介质至 627-2 矿块的矿壁,全长 29 m,共布置 10 排阶段深孔。扇形深孔大部分是倾角不大的斜孔或近于垂直的深孔并与拉底层的顶板贯通。总孔长 1715 m。

球形药包装药为 25 kg,最优埋深为 2.7 m,孔网密度为 $2.7\text{ m} \times 3.2\text{ m}$,扇形孔的孔端距为 3.4 m。整个矿块按爆破条件和工艺要求的不同,分别采用了以下四种炸药:

(1) 补偿槽和凿岩硐室底板之间,在爆破顺序上需要考虑首先贯通,采用 CHR-2 型高密度高爆速炸药,球形药包分层装药。

(2) 下向透孔,这是矿块爆破的主要部分,采用铵油炸药柱状装药。

(3) 下向盲孔,这是因采用扇形布孔方案,部分炮孔不能与拉底层贯通,孔内都有积水,装药施工比较困难,采用专门研制的 BJ-2 型高密度低成本防水炸药。

(4) 同步回采上部采场底柱的上向中深孔,人工装药较困难,采用为适应机械装药专门研制的 BJ-1 型粒状硝铵乳化炸药。

各炮孔用非电导爆管将孔内导爆索与主导爆索网路连接,实现孔间微差,共分 15 段起爆,最大分段药量 1200 kg。矿块爆破总设计装药量为 15281 kg。

矿块用 0.76 m^3 的电动铲运机在覆盖岩石下从采场下部出矿进路出矿,经运输巷道直接卸入小溜井。

9.13.4.3 主要技术经济指标

金厂峪金矿阶段深孔连续崩落采矿法的主要技术经济指标:采切比 9.59 m/kt ;采矿损失率 4.4%;矿石贫化率 28%;电动铲运机出矿能力 473.5 t/d ;炸药单耗 0.45 kg/t 。

9.13.4.4 评价

带补偿槽、大步距阶段深孔连续崩落的采矿工艺,对开采低品位的厚大矿体有较强的适应性。尽管应用试验的主要指标受矿房规模和设备条件的很大限制,与其他方案相比,深孔连续崩落采矿法在提高采场生产能力、降低成本等方面有其独到优点,即:

(1) 消除了采场间柱及顶底柱的后续回采,降低了采矿成本和采准工程量,简化了采矿工艺。

(2) 全矿块深孔挤压爆破,利于控制空气冲击波和爆破后冲对硐室及其他井巷工程稳定性的影响。

(3) 单步骤回采,避免了二次松散,有利于降低采矿损失率和矿石贫化率。

9.13.5 分条回采分层崩落采矿法试验与应用

云南黄金有限责任公司镇沅分公司是一个露天与地下联合开采的岩金矿山企业,地下

开采生产规模 300t/d, 生产产品为浮选金精矿。矿山地下开采采用平硐开拓方式, 地下生产主要集中在冬瓜林矿段的 1753 中段、1713 中段和 1673 中段, 开采的主要矿体分别为 SⅡ₂ 矿体和 SⅢ 矿群。其中 SⅡ₂ 矿体为矿段的主要矿体, 储量占矿段总储量的 60% ~ 70%, 但其开采技术条件复杂、矿岩非常破碎, 属难采矿体。针对 SⅡ₂ 矿体的开采, 矿山一直采用常规的分层崩落采矿法进行开采, 即采用进路回采的回采工艺, 采场生产能力 20 ~ 30 t/d, 采矿损失率 10% ~ 15%, 矿石贫化率 15% ~ 20%。存在的主要问题是采场生产能力低、采矿损失贫化大、木材消耗量大、采矿成本高, 而且井下供矿量严重不足, 直接制约镇沅分公司的生产和发展, 影响企业的经济效益。为了探求难采矿体开采合理的回采工艺, 提高矿山的经济效益和采矿技术水平, 从 2005 年起该矿与长春黄金研究院合作, 对矿区的 SⅡ₂ 矿体进行了分条回采分层崩落采矿法试验研究。

9.13.5.1 开采技术条件

SⅡ₂ 矿体主要分布于 72 ~ 23 线, 赋存标高 1840 ~ 1270 m, 矿体长度 960 m, 平均厚度 3.95 m, 倾斜延深 150 ~ 520 m。矿体形态为似层状和板状。矿体走向 290° ~ 320°; 倾向南, 西段及中段为南西, 北东段倾向北东; 矿体倾角西段 50° ~ 80°, 中段 20° ~ 40°, 北东段 60° ~ 75°。矿体走向北西—南东, 矿体倾向南西。矿体是以中厚矿体为主的急倾斜薄至中厚矿体, 仅局部呈倾斜至缓倾斜。矿体形态不规整, 矿体沿走向和倾向方向其厚度和倾角变化较大。矿体厚度变化系数为 108.17%, 属不稳定型, 最大厚度 21.89 m, 平均厚 5.63 m。品位变化系数 90.66%, 属较均匀型, 单样最高金品位为 56.6 g/t, 平均品位 5.13 g/t。矿体倾角 60° ~ 80°, 局部 20° ~ 40°。矿体按容矿岩石可进一步划分为橄辉云煌岩型(26.4%), 变石英杂砂岩型(35.6%), 硅质钙质绢云板岩型(28.4%) 及花岗斑岩型(9.6%)。矿体稳定程度为中等—差。

矿体上盘围岩为含泥炭质板岩、碎裂角粒岩, 下盘围岩为含泥碳质板岩、变石英杂砂岩和蚀变云煌岩。围岩节理、裂隙发育稳定性差。试验采场选在 1713 中段 104 采场, 矿体走向 300° ~ 320°, 矿体倾向 SW, 倾角 63° ~ 70°, 平均倾角 67°。矿体呈不规则脉状产出, 平均厚度 8.43 m。矿块地质品位 5.93 g/t。

9.13.5.2 采矿方法试验研究方案

根据 SⅡ₂ 矿体的赋存特点和开采技术条件, 矿山采用的分层崩落采矿法进行开采大方向是正确的, 但其采用的按进路回采的回采工艺存在着采场生产能力低、采矿损失贫化大、木材消耗量大、采矿成本高等主要问题, 为了解决以上问题, 本着技术可行、经济合理、安全可靠的原则, 经充分科学论证后, 确定采用分条回采分层崩落采矿法作为试验研究方案。该方法的技术关键主要是: 采用分条回采新工艺, 改变落矿方式, 提高落矿效率; 采用木结构—钢筋网整体柔性结构假顶为采场的直接顶板, 不仅保证回采作业的安全, 而且减少木材消耗量, 降低采矿支护成本; 采用弧型炮孔排列形式和控制爆破技术, 减少矿石抛掷率和对支架的冲击力。

9.13.5.3 矿块结构与采准切割工程

A 矿块结构参数

矿块沿矿体走向布置, 以地质探矿穿脉为中心, 向左右各长 20 m, 矿块总长度 40 m; 高为中段高度 40 m; 宽为矿体水平厚度 8.43 m。采场分层高度 2.5 m, 全采场共 16 个回采分

层。矿块结构见图 9-118。

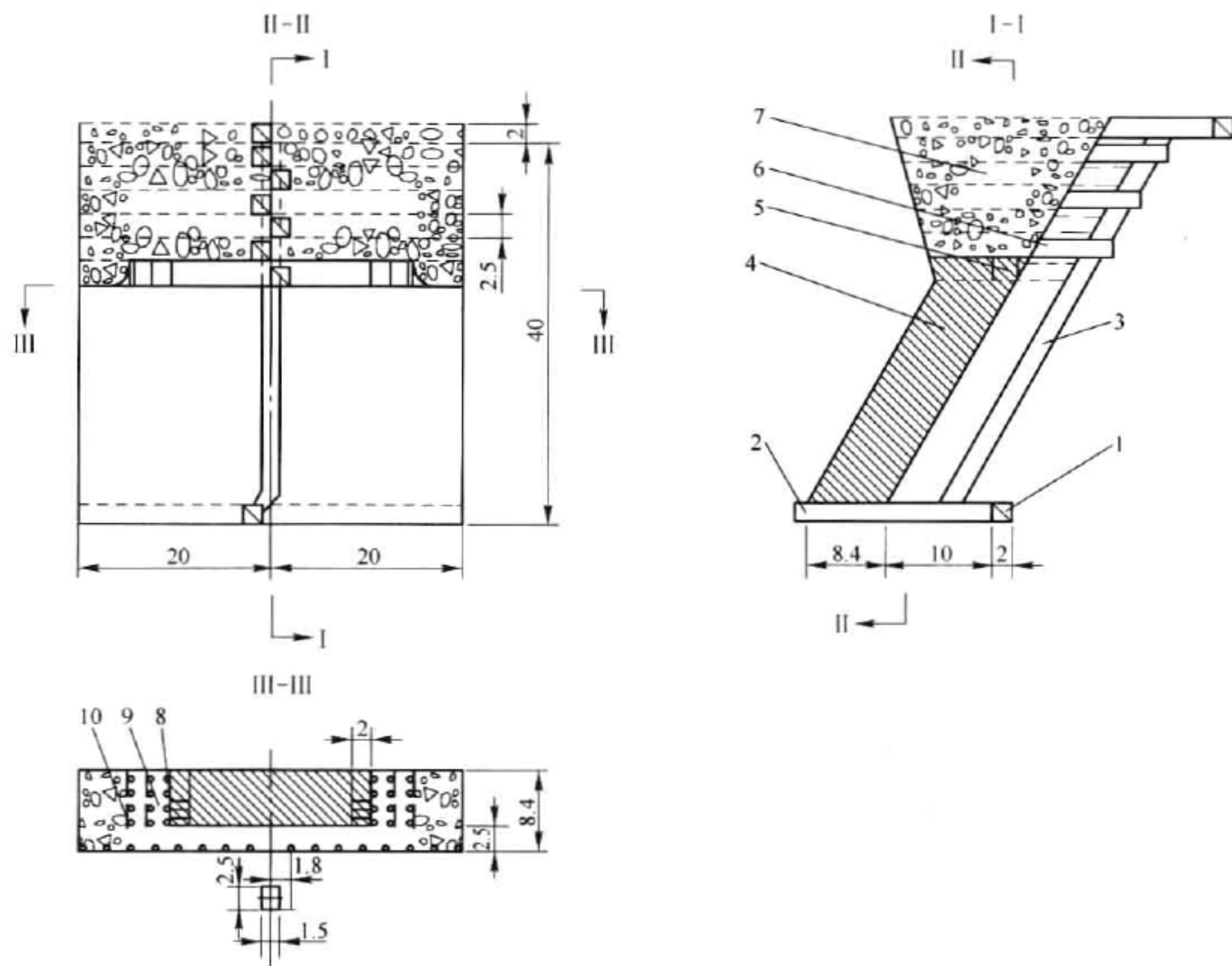


图 9-118 分条回采分层崩落采矿法示意图

1—阶段运输平巷;2—阶段穿脉巷道;3—人行溜矿双格天井;4—矿体;5—分层沿脉巷道;
6—分层联络道;7—崩落围岩;8—炮孔;9—分条进路;10—木支柱

B 采准工程及布置

矿块采准工程主要包括脉外混合井(人行设备井、矿石溜井),规格 $2.8\text{ m} \times 1.8\text{ m}$ 和脉外分层联络道,规格 $1.8\text{ m} \times 1.8\text{ m}$ 。采准工程布置见图 9-118。

9.13.5.4 回采工作

A 柔性假顶形式的选择与铺设结构

目前,国内柔性假顶主要有木结构、钢结构和钢筋混凝土结构形式。假顶上面铺设一层竹笆、树枝或木板条等辅助材料。本着造价低、施工简单的原则和结合矿山生产现状,圆木结构假顶具有明显的优点。因此,采矿方法试验研究采用圆木结构柔性假顶结构形式。圆木规格 $\phi 18 \sim 20\text{ mm}$,长度 2.5 m ,圆木间采用 $\phi 8 \sim 10\text{ mm}$ 钢筋通过两根 8 号铁线互相连接在一起,搭接长度 0.25 m ,从而形成整体柔性假顶。为使柔性假顶在矿体倾斜方向放顶的适应性强,假顶主构件圆木采用沿矿体走向铺设形式。

B 首采分层放顶

柔性假顶铺设完毕,即进行局部放顶工作。采用爆破方式使采场顶板或上下盘岩石均匀地散落在假顶上面,岩石层厚度不小于 $4 \sim 6\text{ m}$,为保护假顶和在回采过程中保持假顶均

匀下降创造条件。

C 分层进路布置

分层进路沿矿体走向靠矿体下盘脉内布置,即从采场中央分别向采场两端掘至采场边界,其规格为 $2.5\text{ m} \times 2.5\text{ m}$,每次爆破作业进尺 $1.8 \sim 2.0\text{ m}$ 。随着分层进路的掘进,进行木支架支护,支护排距 $0.5 \sim 1.0\text{ m}$ 。

D 分条回采

a 分条布置形式的确定

在分条回采工艺中,分条的布置主要有两种布置形式,第一种为垂直矿体走向布置;第二种为沿矿体走向布置。布置形式见图9-119。通过对两种布置形式分析研究发现,第一种垂直矿体走向的布置形式与第二种沿矿体走向的布置形式相比,具有明显的优点,主要表现为易于采用后退式开采方式,落矿和放顶可在不同的区段进行,随着落矿和放顶的交替进行,能较好地控制采场控顶面积,保证作业安全;对矿体变化的适应性强,有利于控制矿体上、下盘边界,减少矿石的损失与贫化;对木结构-钢筋网柔性假顶的适应性强,在整个回采过程中可对木结构-钢筋网柔性假顶进行预支护(超前支护),有利于采场作业安全和提高开采强度。而第二种沿矿体走向布置形式在以上各方面存在着严重不足,因此,分条布置采用垂直矿体走向布置形式。

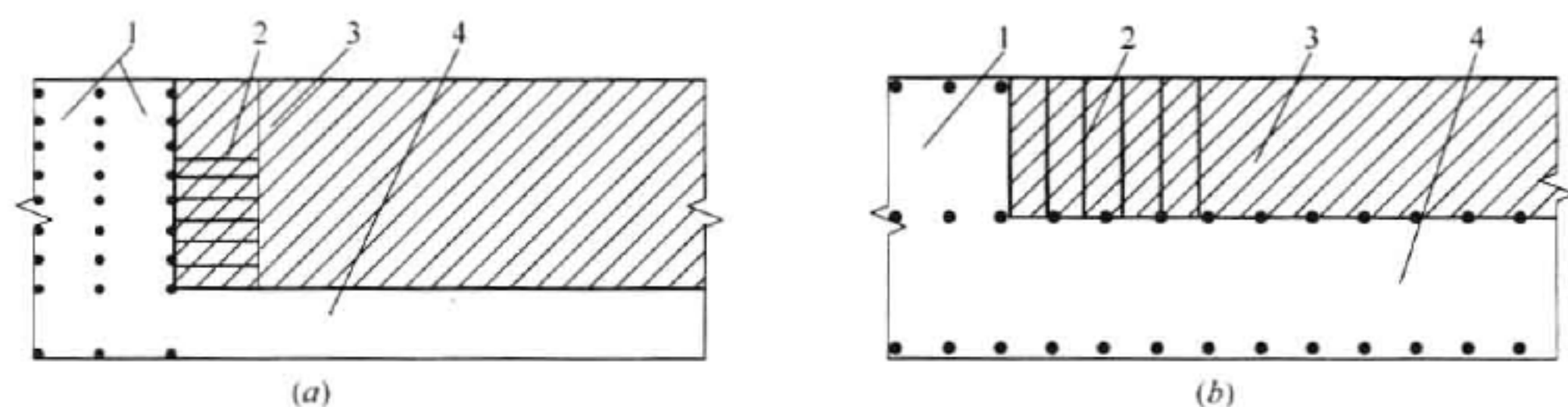


图9-119 分条布置示意图

(a) 分条垂直矿体走向布置;(b) 分条沿矿体走向布置

1—分条;2—炮孔;3—矿体;4—进路

b 分条回采与落矿方式的确定

将进路回采方式改为分条回采方式,在采场中垂直矿体走向将矿体划分若干个分条,以分条为回采单元,从采场走向长度两端向中央依次退采。在分条回采单元中,沿矿体走向方向钻凿彼此平行炮孔,以分层进路为自由面,侧向分排分段进行爆破落矿,直到整个分条回采完毕。

c 分条回采炮孔布置形式的确定

在分条回采工艺中,落矿工艺及凿岩爆破参数是分条回采新工艺的技术关键,也是核心技术,解决不好,分条回采新工艺无法实现。而分条回采炮孔的布置形式是该项技术的主要影响因素之一。根据分条回采工艺的技术特点和落矿工艺的要求,爆破冲击波应对支架的冲击力要小,减少崩落矿石的抛掷距离,控制崩落矿石的抛掷方向,使崩落的矿石均匀松散地堆积在掌子面上。基于这种思路,在炮孔布置形式上采取了两种布置形式(见图9-120),第一种为常规炮孔布置形式,见图9-120a,第二种为“三角形”炮孔布置形式,见图9-120b,其中上、下炮孔为抛掷炮孔,中间炮孔为辅助炮孔,图中尖头所指方向为炮

孔(药包)最小抵抗线方向。利用药包最小抵抗线原理,采用“三角形”炮孔布置形式,控制崩落矿石的抛掷方向,使爆破能量相互叠加和制约,达到回采工艺要求的崩落矿石的抛掷距离。因此,重点对“三角形”炮孔布置形式的凿岩爆破参数进行试验研究,以获得理想的爆破效果。

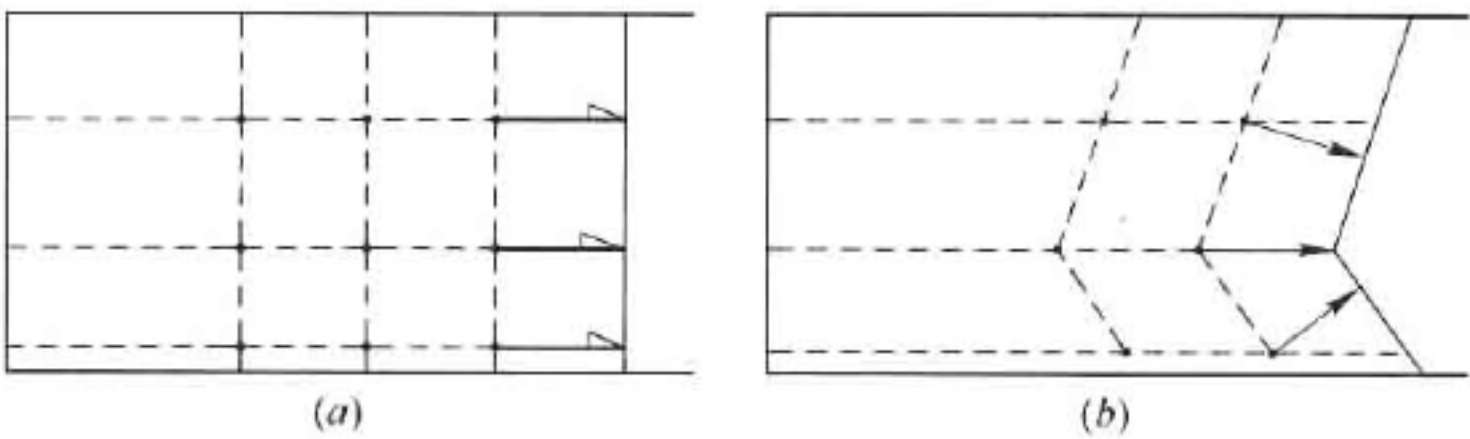


图 9-120 炮孔布置形式示意图

d 分条回采凿岩爆破参数的试验研究

(1) 试验研究的技术条件。根据分条回采工艺的技术要求,分条回采高度为 2.5 m,宽度为 2.0 m。采用凿岩设备为 YT-27 型浅孔凿岩机,沿矿体走向钻凿彼此平行水平炮孔,炮孔直径为 40~42 mm,炮孔长度为 2.0 m。炸药采用 2 号岩石炸药,选用秒差塑料导爆管起爆。爆破采用侧向排内同段排间秒差的爆破方式,崩落的矿石距掌子面的距离应控制在 2.0 m 左右。

(2) 抛掷距离和抛掷角度。根据分条回采工艺的要求,由于受支架的影响,崩落的矿石抛掷距离不能距工作面太远,爆堆不能过于集中,以降低对支架的破坏程度。理想的矿石抛掷距离按回采工艺的要求应控制在 2.0 m 左右,影响因素除了炸药量外,另一个主要因素为矿石的抛掷角度,其值越大矿石抛掷距离越长,反之矿石抛掷距离越短。针对“三角形”炮孔布置形式,爆破能量在抛掷方向上相互交汇,由于在交汇点处爆破能量相互制约,其能量迅速消减,控制了矿石的抛掷距离。为了便于试验研究和计算,假设崩落的矿石 60%~80% 在交汇点处就地堆积,而且交汇点位于分条高度的 1/3 处左右,交汇点处至工作面的水平距离就是矿石的抛掷距离,据此计算矿石的抛掷角度和辅助炮孔与抛掷炮孔的水平间距。计算过程如图 9-121 所示。抛掷角度是抛掷爆破技术中非常重要的参数,其直接影响抛掷爆破效果。在抛掷距离为 2.0 m 的条件下,抛掷角度可通过图 9-121 利用几何关系求得,根据假设条件,抛掷方向与水平面的夹角 $\beta = 20^\circ$, 所以抛掷角度 $\alpha = 90^\circ - \beta$, $\alpha = 90^\circ - 20^\circ = 70^\circ$ 。在实际凿岩作业过程中,抛掷角度无法直接量测,只有通过抛掷炮孔与辅助炮孔的水平距离间接给出,通过图 9-121 的几何关系,可直接求得抛掷炮孔与辅助炮孔的水平距离为 0.27 m, 实际操作的取值范围为 0.26~0.28 m, 按此参数进行布孔,能够保证 70° 的抛掷角度。

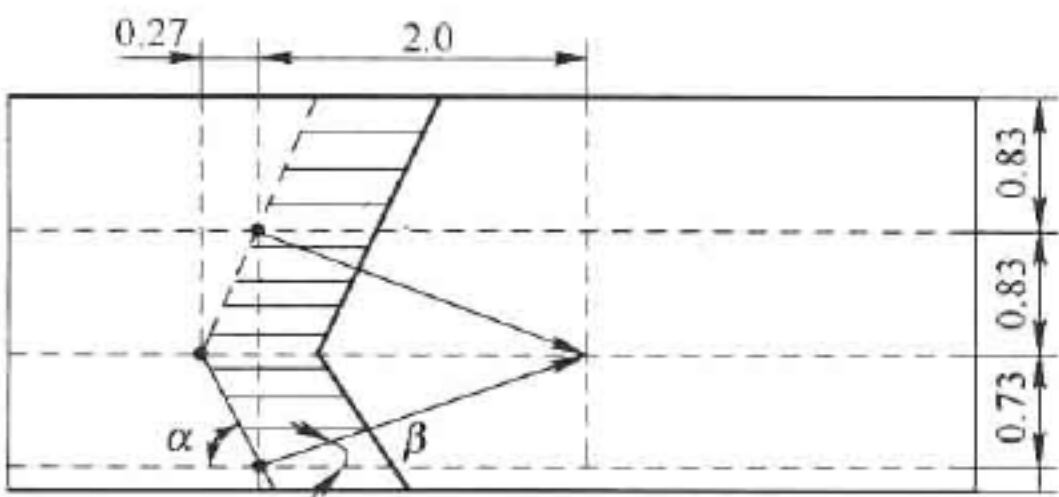


图 9-121 抛掷角度计算过程图(单位为 m)

(3) 凿岩爆破参数的试验研究。在凿岩爆破相关参数确定后,影响爆破效果的主要参数为炮孔排间距。因此,爆破试验就是寻求最佳的炮孔排间距。爆破试验的技术路线为,在首先确定合理的装药系数,即在装药量不变的条件下,调整炮孔的排间距,达到爆破的最佳效果。爆破参数试验方案

见表 9-85。

表 9-85 爆破参数试验方案

方 案	孔深/m	排距/m	孔间距/m	装药系数/%	单位炸药消耗量/kg·t ⁻¹
A	2.0	0.4	0.72~0.83	0.8	0.67
B	2.0	0.5	0.72~0.83	0.8	0.53
C	2.0	0.6	0.72~0.83	0.8	0.44
D	2.0	0.7	0.72~0.83	0.8	0.38
E	2.0	0.8	0.72~0.83	0.8	0.33
F	2.0	0.9	0.72~0.83	0.8	0.30
G	2.0	1.0	0.72~0.83	0.8	0.27
H	2.0	1.1	0.72~0.83	0.8	0.24
I	2.0	1.2	0.72~0.83	0.8	0.22

从爆破参数试验方案设计中(表 9-85)的单位炸药消耗量可以明显看出,方案 A、B、F、G、H、I 不在合理的单位炸药消耗范围内,试验前可排除这几种试验方案,重点对方案 C、D、E 进行现场爆破试验。对每个方案试验进行 4 次,每次爆破 2 排,采用火雷管起爆秒差塑料导爆管的爆破方式,起爆网络见图 9-122。炸药消耗量按平均装药系数 0.8 计算,在炮孔实际装填时,考虑抛掷孔和辅助孔在爆破过程中起的作用与爆破难度,对装药系数进行适当调整,抛掷孔装药系数取 0.85,辅助孔装药系数取 0.7,以便更好地发挥各自炮孔的作用。对每次试验结果进行认真实测和统计,试验参数统计计算结果见表 9-86。

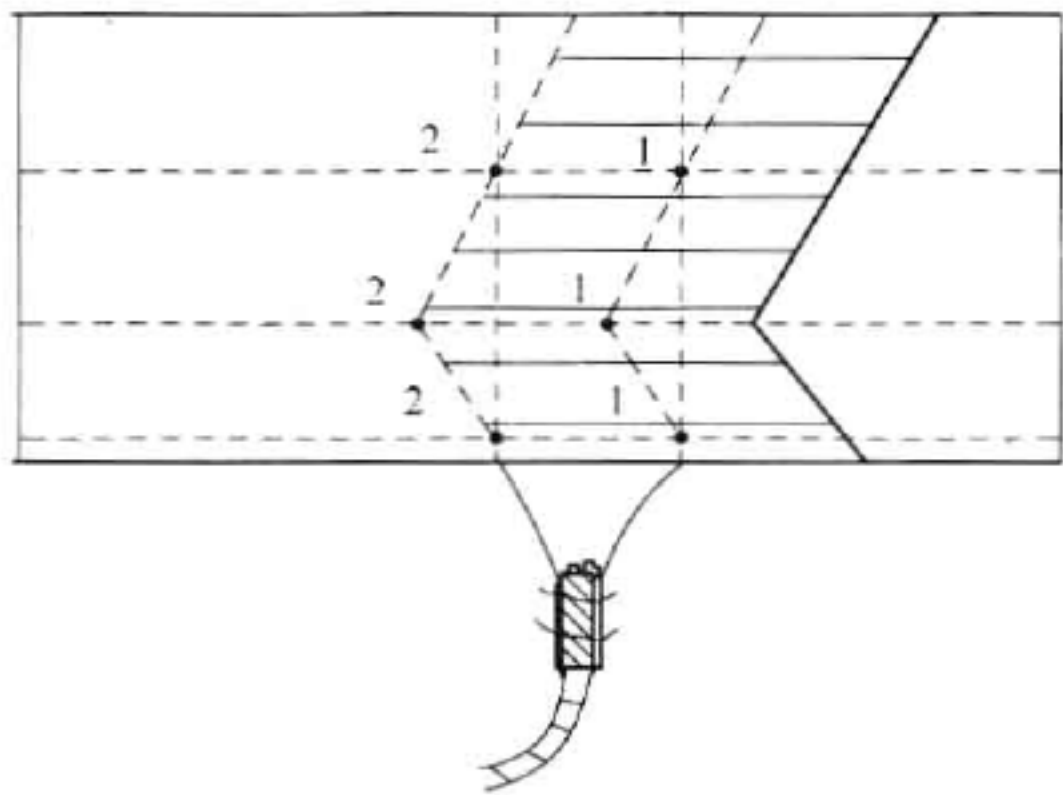


图 9-122 连线起爆网络图
1,2—起爆顺序

从爆破试验实测数据统计与计算结果可以看出,方案 E 无论从炮孔利用率、每米炮孔崩矿量上都与方案 C、D 有较大的差别,因而造成了单位炸药消耗最高,另外,由于爆破参数不合理,不能满足矿石的合理抛掷距离,使崩落的矿石矿堆过于集中,由于矿石松散的原因,对支架产生了较大的挤压和冲击力,破坏了支架的稳定性。方案 C、D 各项试验效果指标非常接近,D 方案主要试验效果指标略占优势,主要体现在崩矿效率高和炸药消耗低,经计算 D 方案与 C 方案相比,每米炮孔崩矿量提高了 15.56%,炸药消耗降低了 11.36%,而且其他各项参数都能满足分条回采工艺的要求。

表 9-86 爆破试验实测数据统计与计算结果

参 数	方案 C	方案 D	方案 E
爆破宽度/m	2.0	1.98	1.65
爆破高度/m	2.5	2.5	2.4
爆破长度/m	1.2	1.4	1.4
炮孔利用率/%	100	99	83
爆破体积/m ³	6.0	6.93	5.54
每米炮孔崩矿量/t·m ⁻¹	1.35	1.56	1.25
爆破大块率/%	1.5	2.3	3.5
抛掷距离/m	2.13	1.89	1.35
爆堆堆积程度	合格	合格	不合格
单位炸药消耗/kg·t ⁻¹	0.44	0.39	0.48

通过以上分析研究,选择方案 C、D 作为工业试验的凿岩爆破作业方案,即炮孔的排间距为 0.6~0.7 m,并根据矿石的软硬程度进行调整,当矿石松软时取大值,反之取小值。

因此,试验采场所采用的凿岩爆破参数为:炮孔深度 2.0 m;炮孔间距 0.72~0.83 m;炮孔排距 0.6~0.7 m;抛掷角度 70°;炮孔水平间距 0.26~0.28 m;炮孔装药系数 0.6~0.9;单位炸药消耗量 0.39~0.44 kg/t。

E 爆破工作

回采以分条为基本回采单元,分条内以分层进路为自由面,从矿体下盘向上盘分段回采,分条宽度 2.0 m,高度为分层高度 2.5 m。分条间回采从采场两端向中央连续推进,直到采场整个分层回采结束。

根据试验方案和以往成功的经验,因炮孔间距变化范围小,对试验结果影响远远小于炮孔排距,因此试验只寻求合理的炮孔排距,其值由小到大分组进行试验,每次爆破 4 排,采用排内同段、排间秒差的控爆方式。通过现场试验,控制爆破技术凿岩爆破参数为:炮孔类型:水平、平行炮孔;炮孔直径 38~40 mm;炮孔长度 1.8~2.0 m;炮孔间距 0.8~1.2 m;炮孔排距 0.6~0.8 m;炮孔顶距 0.4~0.5 m;炮孔底距 0.1~0.15 m;中孔偏距 15~20 cm;装药系数 0.7~0.8;炸药单耗 0.3~0.4 kg/t;崩矿效率 1.58 t/m。

F 回采放顶步距的合理确定

在进行落矿工艺及凿岩爆破参数试验研究的同时,对回采放顶步距进行了现场调查研究和分析确定。回采放顶步距主要与矿岩力学性质、支架结构和支架承载能力等因素有关。在采场安全条件允许的情况下,尽量减少放顶次数和加大放顶步距,减少辅助作业时间和辅助作业环节,提高采场综合生产能力。本次试验通过现场观测的方法进行放顶步距的确定。现场观测发现,当两个分条采完后,地压显现不强,支架承受压力不大,没有产生明显的变形特征。在第三个分条采完后,远离作业面的分条支架受地压的影响,个别支架压力增大,发生了明显倾斜,应及时采取放顶卸压的方式,保证放顶工艺的顺利进行和回采作业的安全,即采取“采三、留一、放二”的放顶步距,既能满足分条回采的工艺要求,又能保证安全生产。放顶采用小药包崩断木柱或棚腿进行,在保证安全的前提下,可以间隔回收部分支柱。

G 劳动作业组织与回采作业循环

采场劳动组织采用综合工作队的形式,做到每位人员一专多能,有主有次,各工种(序)

相互配合。全队总人数为 12 人,其中凿岩、爆破工 3 人;支柱、出矿工 5 人;漏斗放矿工 2 人;电机车、运输工 2 人。全队设兼职队长 1 名,负责协调、安排各工序的日常生产工作。

回采作业循环一天一个循环,主要工序为凿岩、爆破、出矿、支护和局部放顶(与凿岩班平行作业)。对于进路回采,采用双机双面作业方式,单面进尺 1.8~2.0 m,对于分条回采采用单机双面作业方式,单面采场崩矿长度 3.0~3.5 m。

9.13.5.5 主要技术经济指标

矿块回采主要技术经济指标见表 9-87,采矿直接作业成本见表 9-88。

表 9-87 主要技术经济指标

序 号	项 目 名 称	指 标
1	矿块生产能力/t·d ⁻¹	66.12
2	采矿台效/t·台班 ⁻¹	27~80
3	采矿综合工效/t·工班 ⁻¹	5.51
4	采矿损失率/%	1~3
5	矿石贫化率/%	10~15
6	矿块采准比/m·kt ⁻¹	6.33
7	主要材料消耗	
	炸药/kg·t ⁻¹	0.46
	导爆管/个·t ⁻¹	0.41
	火雷管/个·t ⁻¹	0.048
	导火线/m·t ⁻¹	0.097
	钎头/个·t ⁻¹	0.036
	钎子钢/kg·t ⁻¹	0.01
	木材/m ³ ·t ⁻¹	0.012
	φ8~10 钢筋/kg·t ⁻¹	0.028
	8 号铁丝/kg·t ⁻¹	0.026
	竹笆/m ² ·t ⁻¹	0.034

表 9-88 采矿直接作业成本

序 号	项目与费用	成本/元·t ⁻¹
—	主要材料	11.097
1	炸 药	3.130
2	导爆管	1.030
3	火雷管	0.053
4	导火线	0.126
5	钎 头	0.970
6	钎子钢	0.090
7	木 材	4.320
8	φ8~10 钢筋	0.112

续表 9-88

序 号	项目与费用	成本/元·t ⁻¹
9	8 号铁丝	0.130
10	竹笆	0.136
11	其他	1
二	动力	6.3
1	电	6.3
三	工人工资	8.92
四	合计	26.32

9.13.5.6 分条回采新工艺的评价

经过现场试验明显看出,分条回采新工艺与进路回采工艺相比,具有非常突出的优点。从定性上讲,其具有施工工艺简单、作业条件安全和对支架破坏性小等特点;从定量上评价,其具有崩矿效率高、炸药单耗低的突出优点,通常进路回采工艺炸药单耗为 0.55 ~ 0.66 kg/t,崩矿效率为 0.85 ~ 0.95 t/m,而分条回采炸药单耗为 0.3 ~ 0.4 kg/t,崩矿效率为 1.58 t/m。由此可见,分条回采新工艺比进路回采工艺炸药单耗降低了 43%、崩矿效率提高了 75%。矿块生产能力由 40 t/d 增加到 66.12 t/d,增加了 65%。采矿作业直接成本由 37 元/t 降低到 26.32 元/t,降低了 28%。因此,分条回采新工艺无论在成本和效率方面都具有明显的优势。

通过对分条回采新工艺的试验研究,解决了传统分层崩落采矿法存在矿块生产能力低、采矿作业成本高的难题,拓展了分层崩落采矿法的适用范围,对矿山扩大生产规模及提高经济效益具有重要意义。试验研究与生产应用结果证明,该种采矿方法提高了矿块生产能力,降低了采矿损失与贫化,取得了理想的试验效果,给矿山带来了可观的经济效益和社会效益。

9.14 岩金矿山通风防尘与降温

9.14.1 概述

近年来,中国岩金矿山通风系统建设与技术改造发展迅速,取得了显著的经济效益和社会效益,进一步改善了井下作业环境条件,促进了矿山安全生产。据初步统计,近 20 个岩金矿山进行了各种层次的通风系统建设与技术改造。通风系统主要指标较过去有显著改善,其中系统有效风量率由原平均 30% 左右提高到 71%;风机装置效益也由原平均 30% 左右提高到 69%。

按中国有关规定,开采深度超过 700 m 的矿井为深部开采。进入 21 世纪,中国岩金矿山进入深部开采的有夹皮沟、五龙、二道沟、玲珑、乳山、尹格庄、秦岭、文峪、湘西、河台等一大批金矿,其中夹皮沟就有二道沟、三道岔、北沟和八家子 4 个分矿开采深度大于 700 m。深部开采具有高井温、高应力、高井深三大特点。

在解决深井开采技术难题方面,处于领先地位的仍然是南非。南非在初期深井开采中,利用通风降温技术解决深井高温问题,并指出每个矿山距地表都有一个低温恒温带,采取加强通风的方式可以解决地热问题。在南非,开采深度超过 1600 m 才是深井开采。因为在这

个深度之上的矿井开采,都可以利用低温入风流解决地温高的问题。鉴于这些经验,中国在高温矿井如湖南湘西金矿、吉林夹皮沟二道沟分矿的通风降温技术,都是采用这种办法。

9.14.2 新城金矿通风节能技术的研究

山东新城金矿原通风系统设计为单翼对角抽出式,由北风井、副斜井入风,南风井回风,中段采场采用上、下间隔式通风网络,中段风量分配及采场通风采用主扇-风窗风门调节方式。根据生产需要,矿山对通风系统做过几次小规模调整,不同程度地改善了井下作业环境。随着生产中段的下延及作业条件的不断变化,原有通风系统已不能满足生产需要。根据当前国内外通风技术的发展及新型节能风机的生产状况,结合矿山实际,以提高作业面通风效果和节能降耗为目的,新城金矿进行了“多级机钻、分区通风、节能风机、网络并联”通风节能技术的研究应用。具体措施如下:

(1) 降低总回风段阻力损失,为通风节能创造条件。原通风系统总回风段因其断面小,堵塞严重,阻力占矿井总阻力 80% 以上,风机造成的负压大部分用来克服主回风段的阻力,既浪费了电能,又使增加风量困难。为此,新掘一条生产南风井,同时作为改扩建工程的充填井。由原来的 2 条井筒并联回风变为 3 条井筒并联回风。新增 1 条回风井,全矿总风量增加 $30 \text{ m}^3/\text{s}$ 。

(2) 优选风机型号,调整装机地点。原南风井主扇为 4-72-11No. 20B 型离心式风机 (130 kW),由于各种原因不宜再用。为保证风机运行稳定,有足够排风能力,并尽可能节约能源,选用 2 台 K40No. 17B 型风机 (75 kW) 分别安装于南风井口及 -70 m 中段进行串联通风。

在新南风井口安装 1 台 K40LNo. 16B 型风机 (55 kW)。该风机为非标准设计,立式安装,既增加了全矿总回风量,又节约了风机硐室工程量。

将原来北风井 -30 m 中段的 K45No. 14B 型风机 (55 kW) 更换为 K40No. 14B 型风机 (30 kW) 安装于 -70 m 中段。

-175 m、-145 m 在主要作业中段两翼回风井处安装 K40No. 11C 型风机 (7.5 kW),用于控制本中段回风。

(3) 多级机站分区通风系统的形式。原通风系统采用大主扇统一回风,改造方案为多井筒进风,多井筒回风,以中段为分区,风机串并联工作的多级机站分区通风系统。由副斜井,人行井进风,北风井、南风井、新南风井回风;南风井地表风机与 -70 m 中段风机串联作业,并与 -70 m 北风井风机,新南风井地表风机并联作业,用于控制总进、回风量,中段两翼小辅扇用于控制中段进、回风量。

(4) 中段采场通风网络的调整形成和正常维护。为形成有效的、稳定的、易于管理的中段通风网络,通过对新城金矿采矿方法及井巷形成状况的研究,提出一种改进后的梳式通风网络,见图 9-123 和图 9-124。

(5) 加强对主斜井及斜坡道漏风的控制。主斜井漏风一直较大,为解决这一问题,在原有隔离风墙的基础上,在 -10 m 处设空气幕,选用 WMINo. 11 型,以隔断风流,减少主斜井漏风。

改扩建工程施工斜坡道与各生产中段 -145 m、-175 m、-205 m 贯通,为此在斜坡道中段联络巷设风门,由专人看守,用以控制斜坡道漏风。

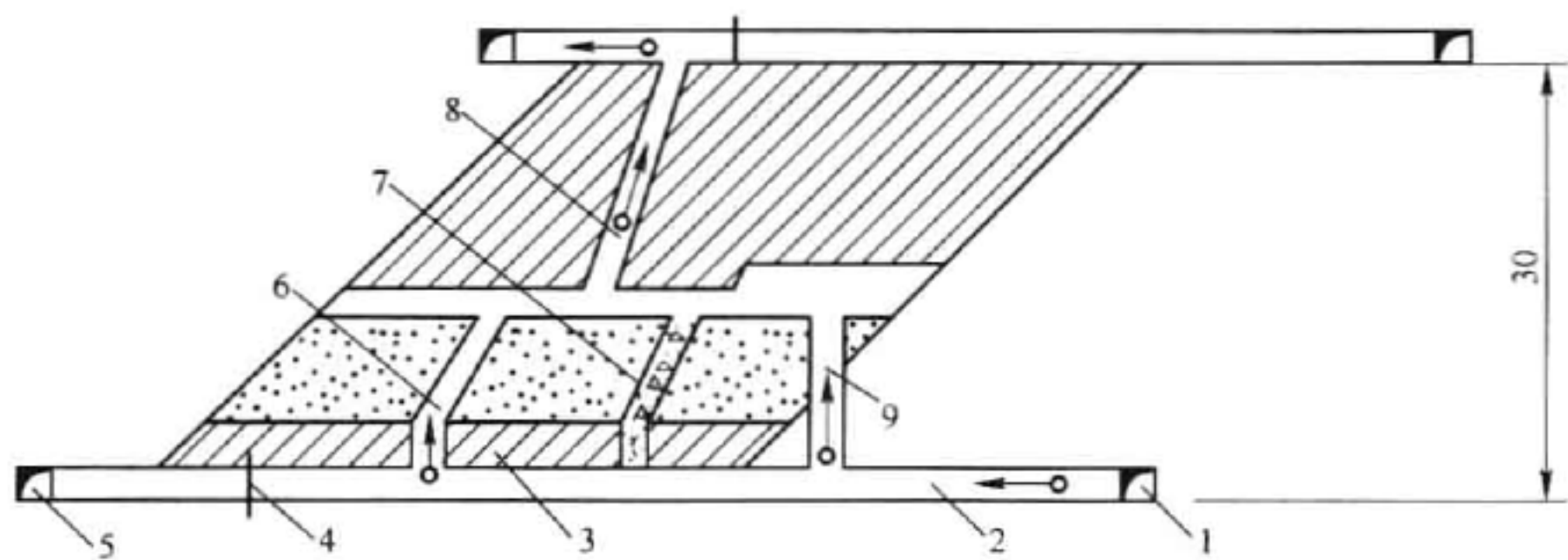


图 9-123 新城金矿原有梳式通风网络

1—下盘运输巷道;2—中段穿脉;3—底柱;4—密封墙;5—上盘回风巷;6—上盘泄水井;
7—溜矿井;8—充填回风井;9—下盘泄水井

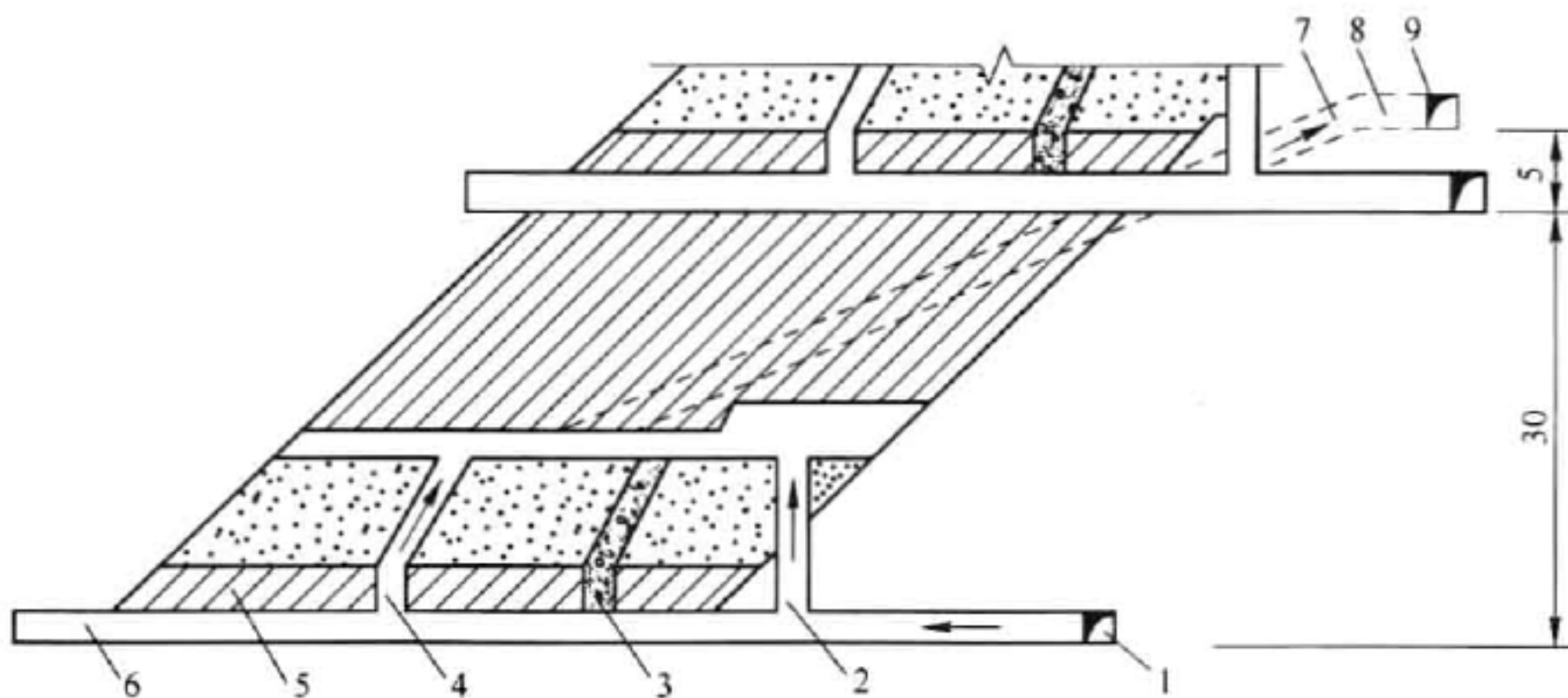


图 9-124 新城金矿改进的梳式通风网络

1—下盘运输巷道;2—下盘泄水井;3—溜矿井;4—上盘泄水井;5—底柱;
6—中段穿脉;7—充填回风井;8—回风联络巷;9—中段回风巷

新通风系统于 1991 年正式形成运转,除了井下通风状况得到明显改善外,节能效果显著,年节省电费 27 万元。

9.14.3 多风机多级机站通风方法在河东金矿的应用

山东河东金矿是生产能力 400 t/d 的中型岩金矿山。采矿方法为上向水平分层尾砂充填采矿法。原设计的通风系统为中央对角双翼主扇式,由中央斜井进风,两翼风井排风。几年的生产实践和系统测定表明,该系统存在如下问题:

- (1) 风机(4-72-11-12C 型配 40kW 电机)与网络不匹配,不能满足生产总风量 $30\text{ m}^3/\text{s}$ 的需要,井下通风效果差。实测风机运行工况的风量为 $16.5\text{ m}^3/\text{s}$,风压 137 Pa,近于空载运行,实耗功率 12.4 kW,效率为 18.1%,浪费了大量电能。
- (2) 漏风严重,有效风量率低。实测到达工作面的有效风量为 $8.25\text{ m}^3/\text{s}$,到达回风井底的风量为 $12.6\text{ m}^3/\text{s}$,而风机总回风量为 $16.5\text{ m}^3/\text{s}$,漏风率可达 50%,其中回风井段漏风率达 23.5%;采场供风量不足,风量分配不均匀。
- (3) 主井进风,冬季结冰。因主井淋水严重,又作为系统的主要进风井,冬季经常结冰,严重影响提升设备的安全运行。

由于存在上述问题,致使井下通风状况较差。采用单一的主扇作抽出式通风,即使尽力完善通风网络,也不能解决采场按需供风和主井冬季结冰问题,因而决定采用多级机站通风系统,进行技术改造。改造前后的矿井通风系统分别如图 9-125 和图 9-126 所示。

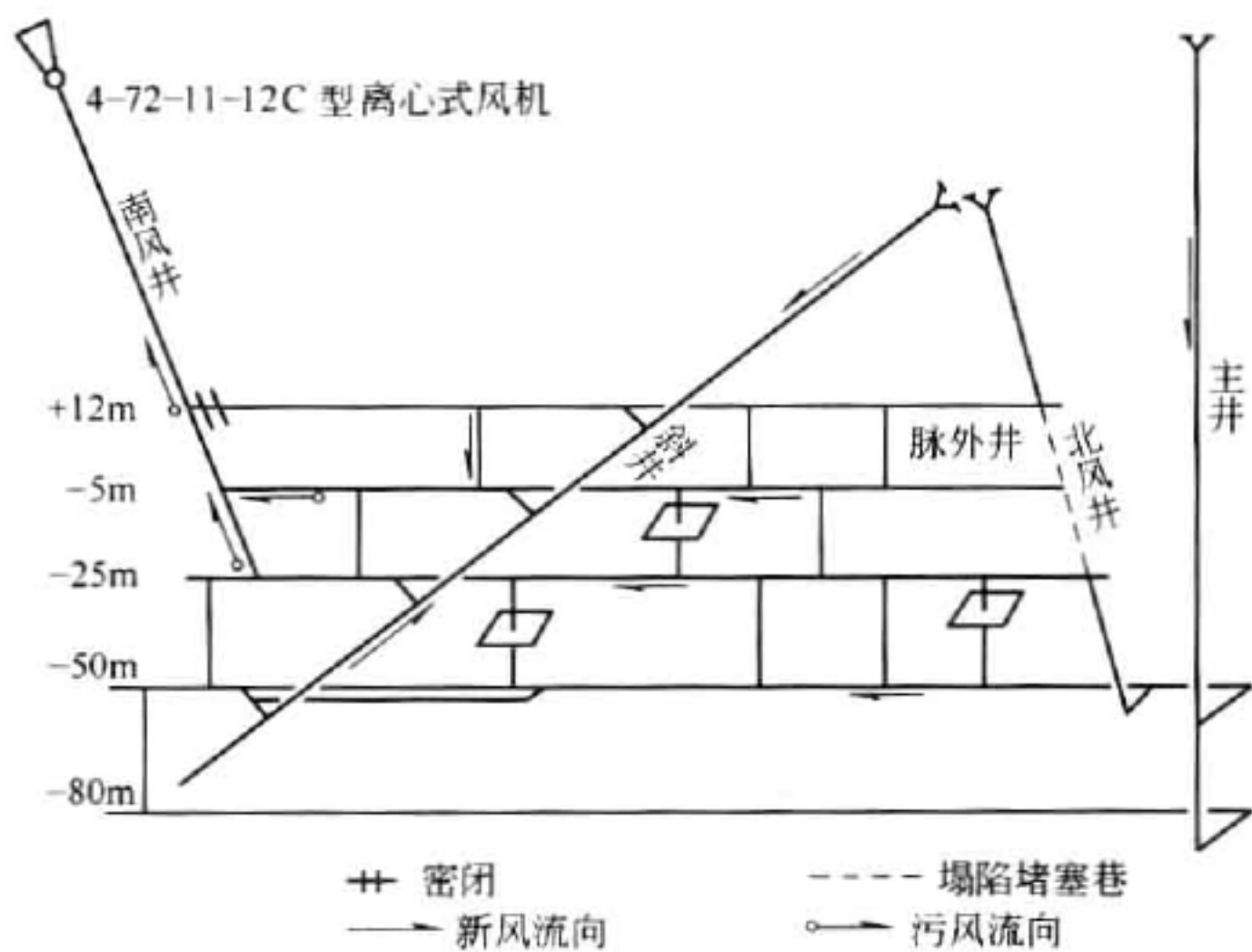


图 9-125 河东金矿原通风系统示意图

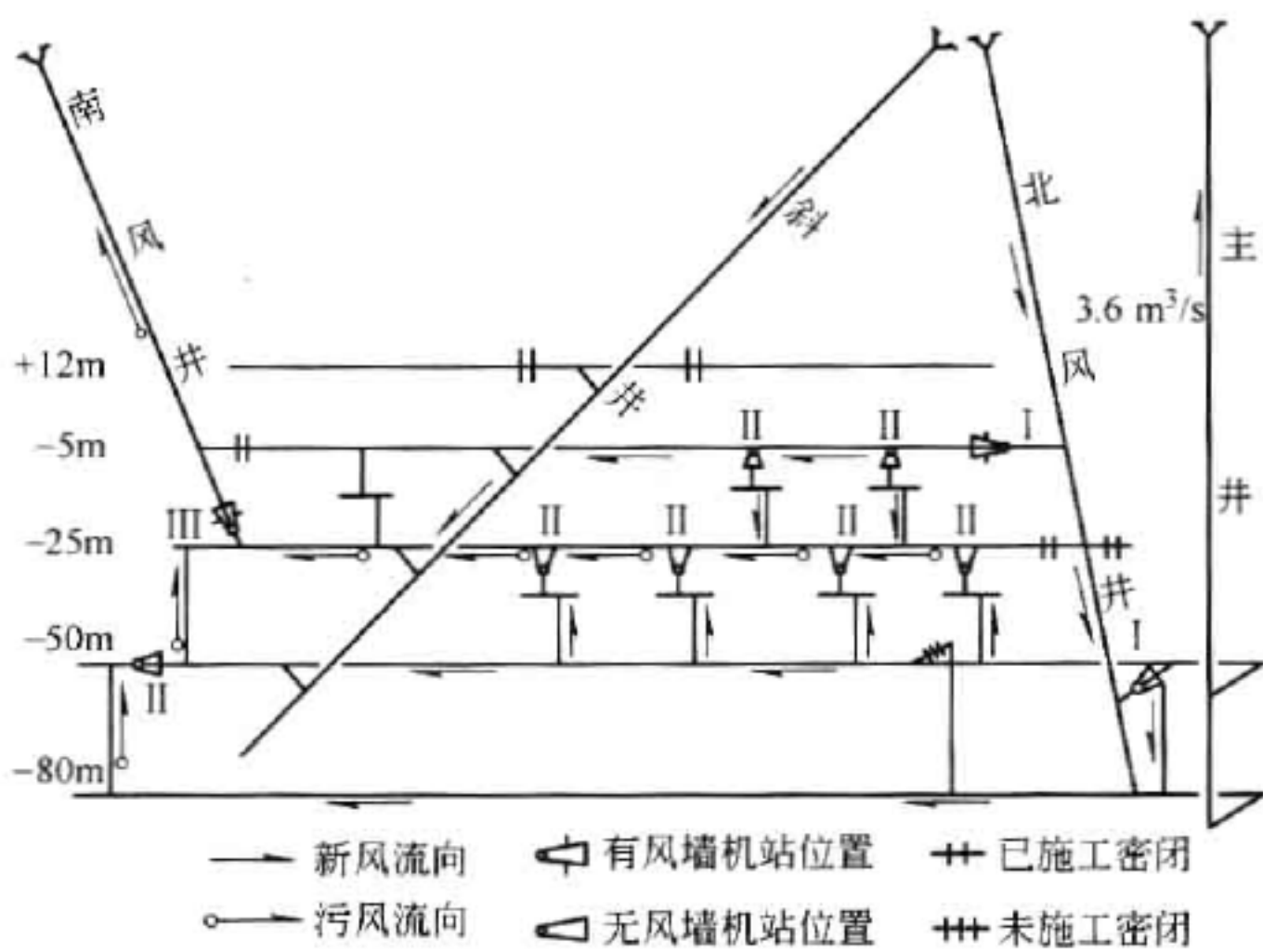


图 9-126 河东金矿改造后通风系统示意图

河东金矿多级机站通风系统技术特点如下:

(1) 利用风压平衡原理,进行均压通风。不像主扇统一通风系统那样要求每条风路的阻力都相等,而是用机站风压去平衡各风路的阻力,减少了通风构筑物(风窗、风门等)的数量。通过几级机站压力的有效配合,可灵活机动地根据实际情况形成零压区、负压区或正压区,控制井下风流按需分配。减少了矿井外部漏风。多级机站通风系统改变了全矿通风阻力调节的模式,用 K 系列节能风机组成数级机站,串并联作业,降低了矿井内的压力峰值,减少了井下内部漏风,并能有效地控制循环风的发生。

(2) 利用 K40L 系列采场专用辅扇,实现了采场按需供风和均匀分风,解决了有贯穿风

流的采场按需供风和均匀分风的问题。

(3) 控制主井进少量新风,解决了竖井冬季结冰问题。通过选择一级机站风机的合理工作压力以及三级机站有效的配合,可使主井井底车场处于微正压状态,防止了冬季结冰现象。

(4) 利用节能风机并采用优化方法设计,与原设计相比每年可节电 $25.95 \times 10^4 \text{ kW} \cdot \text{h}$,风机运行效率 80%,有效风量率 74.6%,粉尘合格率 83%,井下环境舒适。

9.14.4 井巷局部通风风流控制在湘西金矿的实践

湖南湘西金矿西安坑口工人自行设计制造了一种“风筒开关控制器”,能使风管管道的开关实现自动控制,解决了局部通风中的难题。

控制器的基本构造和工作原理如图 9-127 所示,它是由控制器主体、固轴器、密封环板、滑动轴、圆阀等组成,其直径大小 D_1 、 D_2 、 D_3 、总长度 L 、启开高度 h 均根据风量及采用的风筒直径来确定,以满足在此通过所需的风量,且风阻值为最小。

该装置是利用抽、压通风时,风筒内所产生的压力(负或正),推动圆阀使其开启或闭合,从而将风筒断面全部敞开或全部截封,达到使风流通过或阻止流通的目的。

使用时,只要将控制器安装在所需位置(两端以锥筒与主风筒连接)就可进行工作,如图 9-128、图 9-129 和图 9-130 所示。

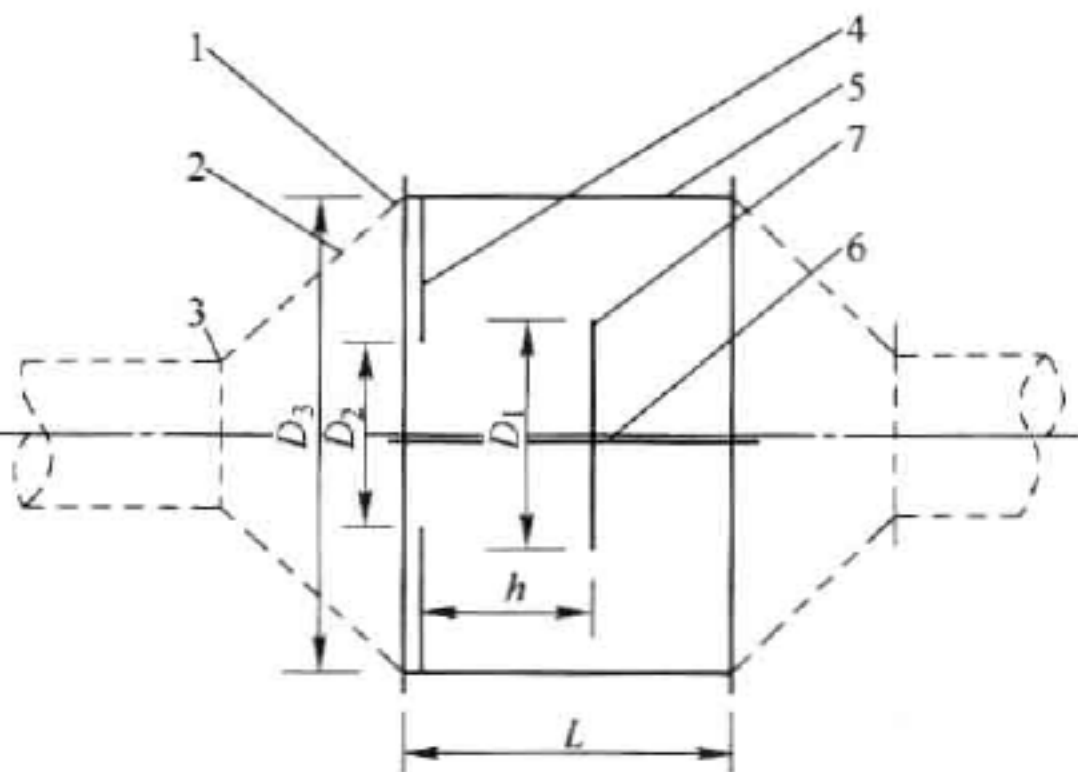


图 9-127 控制器构造原理

1—固轴器;2—锥体筒;3—导风筒;4—密封环板;
5—控制器主体;6—滑动轴;7—圆阀

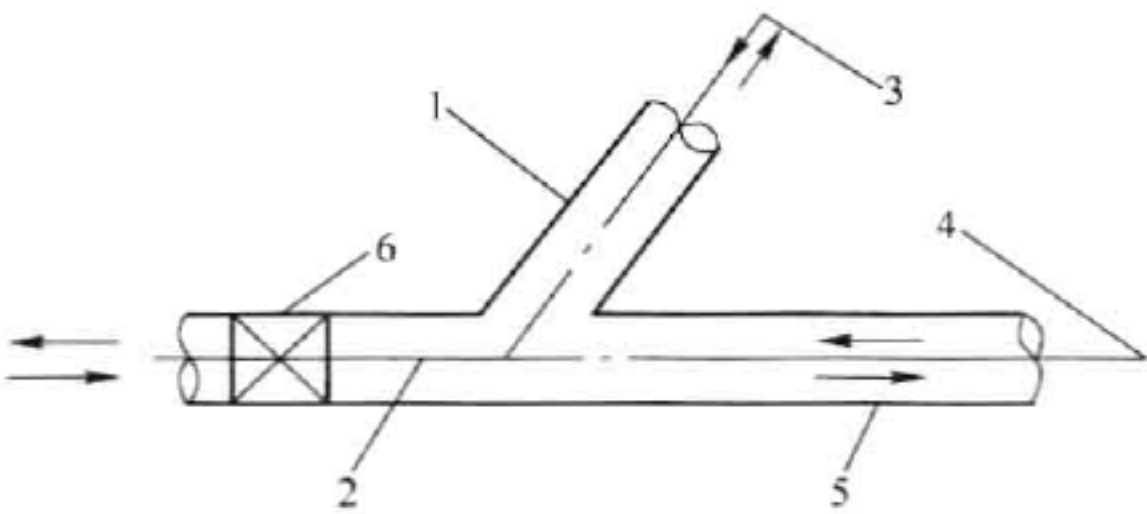


图 9-128 未安装控制器通风情况

1—a 风筒;2—c 风管;3—A 作业面;
4—B 作业面;5—b 风管;6—风机

当不安控制器时(图 9-128),A 工作面需风(设为抽出式),通风工人需进入 B 工作面将风筒捆死(即关闭),否则,风将从 A、B 工作面同时进入主风筒,则 A 工作面的风量大为减少。同理,设为压入式通风时,为使 A 工作面获风,需进入 B 工作面将风筒捆死,再返回开动风机,而通风完毕后,为了避免下班出现通风混乱和损坏设施,又得先去 B 工作面解开所捆风筒;为了 B 工作面的通风,又需事先进入 A 工作面去捆风筒。如此反复来回,极为不便。而且,局部通风机的开关一般均由掘进工人去实施,往往不能及时或按程序办事,以致造成烧机、破筒之事时有发生。

若在该系统中的所需部位上装设了控制器(图 9-129 和图 9-130),此患就可消除。当 A 工作面需风时(设为抽出式),只需开动 1 号风机即可。此时由于管内成负压,控制器 1 号

打开,2号被关闭,风自a向c流动;若为压入式通风(图9-129),打开1号风机,控制器1号被推开,2号控制器被关闭。风自c向a流动。

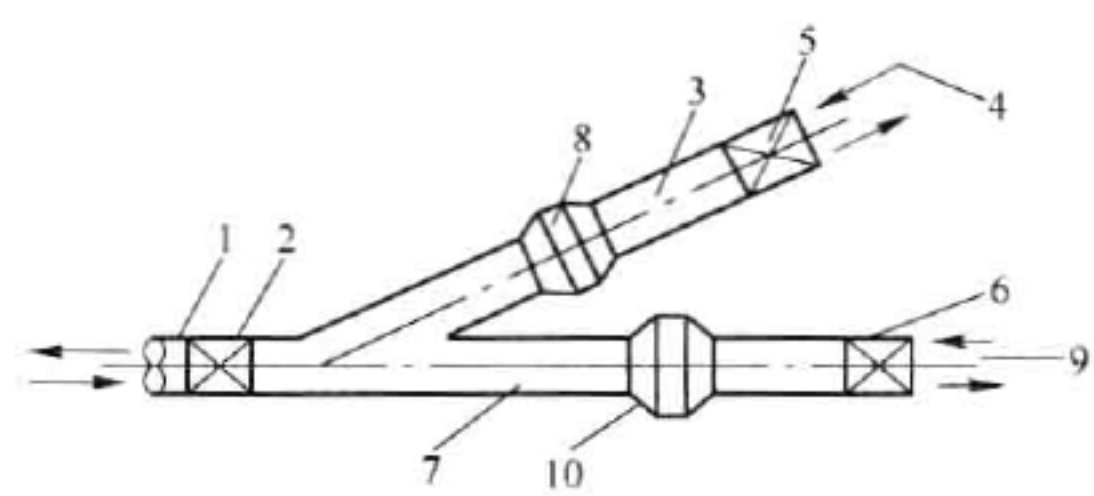


图 9-129 安装控制器的通风布置

1—c 导管;2—1 号风机;3—a 导管;4—A 作业面;5—风机;
6—2 号风机;7—b 导管;8—1 号控制器;
9—B 作业面;10—2 号控制器

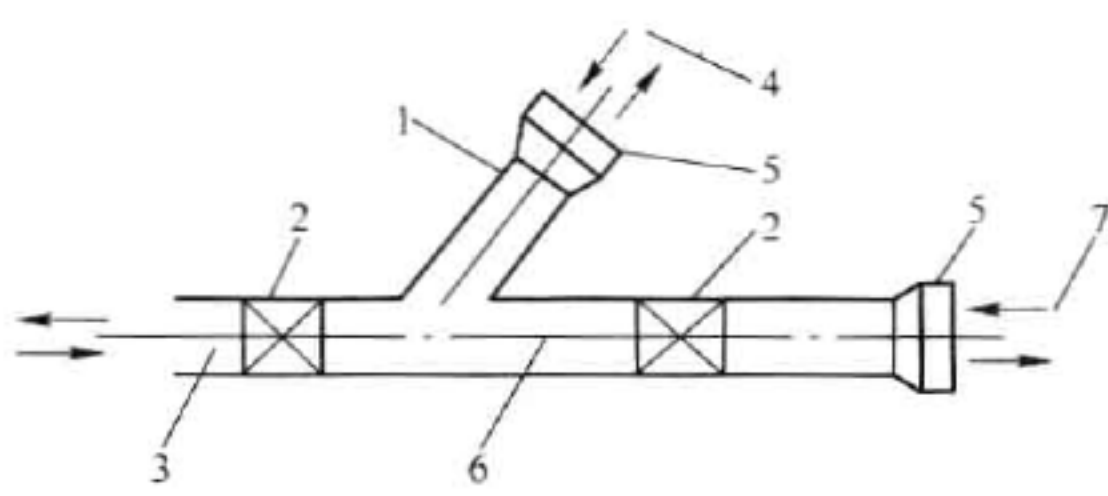


图 9-130 安装控制器的通风布置

1—a 导管;2—风机;3—c 风机;4—A 作业面;
5—控制器;6—b 风筒;7—B 作业面

图 9-128 布置形式,适用于长独巷风机串联运行(同时考虑了 A 工作面可能通风)。中间为胶纤风筒,风机作抽压式工作时,开任意 1 台风机,均可保证风筒不被吹拢,鼓破,又避免了工人往返走路和失误操作。

在局部通风风筒上采用了控制器后,能保证通风可靠,按需供风,保证了胶纤风筒不致吸拢或鼓破,而使通风设施受损;避免了工人来回往返,减轻了劳动强度;操作简便,制造容易。

安装控制器后的 1986 年与 1985 年比较,消除了鼓破风筒和烧坏电动机的现象,节约开支 1 万余元。

9.14.5 利用地温预热防止井巷冻冰在夹皮沟金矿的应用经验

吉林夹支沟金矿南部矿区地处长白山山区,冰冻期 6 个月,冻土层 2.1 m,冬季最低气温 -35℃。箕斗井每日分别从井下提升 650 t 矿石和 120 t 废石。矿石溜进 0 m 中段矿仓,用电机车运出二坑平硐到选矿厂,废石进入地表废石矿仓,从地表运走。距箕斗井 45 m 处有 1 条明竖井,提升人员和材料设备。井下为两翼对角抽出式通风系统。东、西两翼分别安装 1 台 ZBY-12-16B 型、70B₂-Z1-18 型主扇,风量各为 18 m³/s、51.5 m³/s。两个明井口和二坑平硐口受主扇负压相自然压差作用,大量冷风从此进入坑内,出现严重的冻冰。箕斗、罐笼、电机车不能正常运行,致使卡斗、坠罐、车掉道、冻坏水管,影响人身安全和生产。若将 1 台大主扇反风,使坑内变成正压,虽能保证井巷防冻,但满足不了井下作业中段所需风量、污风串联,大多数烟尘从两个明井口和二坑平硐口排出,通风条件更加恶化。

鉴于上述情况,井巷冬季防寒成了难题。为此深入开展了利用地温预热防止井巷冻冰的研究与实践。

9.14.5.1 防冻方案选择

不同地区、不同性质的岩层,具有不同深度的变温带、恒温带和增温带。从而岩层和空气之间存在温差。相互进行热交换,使进入井下的冷空气温度逐渐接近岩体温度。冬季气温较低,进入坑内冷空气的温度低于岩体原始温度,这时岩体内部的热量就传导到岩壁,并由岩壁散发到冷空气中,空气吸收其热量而升温,直至升到与岩体同温为止。根据此理论,

深入井下调查研究并查明只需投些工程、利用井下的废旧巷道和采空区可达到地温预热防冻的目的。即用风机将冷空气引入采空区、废巷道预热,使冷空气温升到 2°C 以上后,直接送到所需防冻地点。此法简便、安全、可靠,经济效益高,可以取代锅炉采暖方案。

9.14.5.2 二坑平硐冬季防寒

南部和四方顶子两个矿区井下,每日生产800 t矿石,经二坑平硐运出坑外到选矿厂。其平硐口标高较低,冬季大量冷风进入,平硐内冻冰,无法正常生产。

距二坑平硐口内50 m,有1个约150 m长的1108废旧平巷,1个采井透地表和2个采空区。与下中段4个采空区和1371平巷及透地表的废旧小竖井相连,无有害气体。充分利用这些有利条件,进行设计,采取措施,修复已经塌陷的6118采井和堵塞的小竖井,分别作为平硐预热系统及南部矿区井下整个通风系统的入风口,减少对平硐口的负压作用。采取并联网路,增加岩壁预热面积,设置预热风流隔离层,建筑密闭风门、风窗等,形成完整的预热系统。除此之外,还采取了以下主要的技术措施:

(1) 排干平硐口内附近的积水,在冬季把平硐内水沟的绝大部分水排走。

(2) 做好平硐口外附近的防寒,紧接平硐口外建筑一道10 m长防寒走廊,使预热后的暖风排至平硐口后,从走廊中通过,确保硐口门和埋设在地下引水铁管与平硐口连接处的防寒。

(3) 防止预热风流短路。在距平硐口内12 m、55 m处各安设一道侧式碰杆防寒自动风门,其间距能容纳一列矿车。这不但阻挡冷风进入平硐内,同时还大大减少了主扇负压和四方顶子矿区的自然压差对平硐口的影响及预热风流短路的现象。

(4) 直接将预热风流送到平硐口附近。在1108平巷与二坑平硐相交处的1108平巷口,并联安装两台JF-52型(11 kW)防寒风机。然后在风机排风口接上直径为385 mm的风筒,末端距平硐口3~4 m(见图9-131)。把 -35°C 冷风分别从小竖井和6118采井抽入,流经1371巷道。6个采空区和1108平巷预热,由防寒风机、风筒直接送到平硐口附近,形成正压。迫使预热后的暖风流从硐口排出。经多次测定预热后的风温达 7°C 以上。从而,二坑平硐内冬季冻冰的关键问题得到解决,使用至今,防寒效果甚佳。

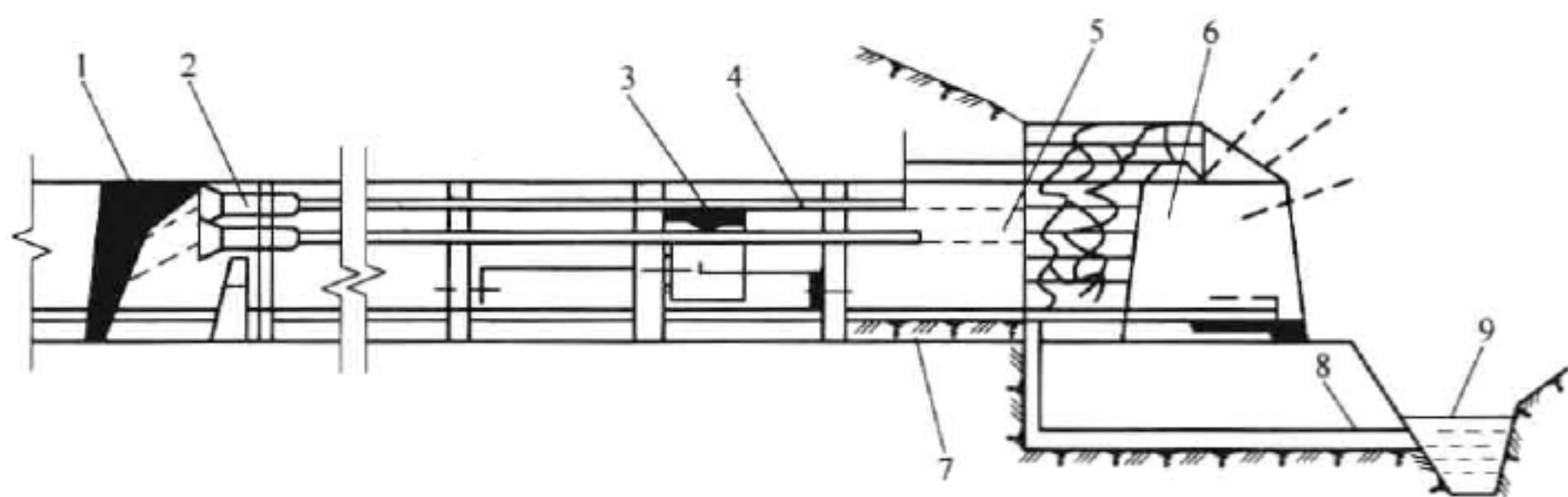


图9-131 二坑平硐口防寒示意图

1—1108 巷道;2—防寒辅扇机组;3—侧式碰杆自动风门;4—风筒;5—二坑平硐;

6—防寒走廊;7—二坑平硐流水;8—引水管;9—小溪

9.14.5.3 竖井、箕斗井防止冻冰

箕斗井和竖井临近矿体中部,受负压作用,冷风进入,造成两个井筒冻冰。解决此问题方法有以下四种:(1)不让冷风进入井筒;(2)让暖风进入井口;(3)让暖风出井口;(4)让

暖风又出又进井口。该矿采用的是最后一种。但地温预热效果如何呢?它决定于预热风量、风速、风温、岩体温度、岩石传热性、岩石暴露面积和预热系统完整性与否。

A 确定预热系统和调整岩石暴露面积

经调查研究和测试、分析对比确定:从19坑平硐进入冷风至6108采空区,为四方顶子矿区竖井和箕斗井共用预热系统;6107~6104四个采空区至竖井口,为竖井单独预热系统;1140巷道至1124巷道、箕斗井口,为箕斗井单独预热系统。3个预热系统岩石暴露面积25110 m²。其中设计采用面积为10370 m²。

预热系统中的岩石为闪长岩、石英闪长斑岩,其次是角页岩。测定岩体温度最低9℃,最高12.5℃,计算时取9℃。

B 增加矿区井下通风系统入风口

冬季入风口原来只靠竖井和二坑平硐口,现要保障这些地点的防寒,不准进冷风,为此需增加井下整个通风系统的入风口、补充风的来源。除已修复小竖井、6118采井为入风口外,又修整已塌陷的19坑平硐、32坑平硐口作为入风口,供南部矿区、四方顶子矿区内下生产和防寒需要。19坑平硐入风口的标高比竖井口高3.5 m,而比箕斗井口低2 m,其余入风口都低于竖井口10~45 m。此时测得从地表进入竖井口,箕斗井口和四方顶子矿区内的风量,分别为8.4 m³/s、11.6 m³/s、10.5 m³/s。由此可见,增加入风口,减少两个井口的入风量起了重要作用。

上述风量可分别视为3个预热系统的风量,共计30.5 m³/s。

C 设置隔离层,避免预热风流短路

3个预热系统主要都在0 m中段,凡是与其相连无用的天井、地井、巷道出口都要密闭,有用的出口安上检查门等,形成一个与上下中段不漏风的隔离层,使冷风按设计路线进入预热巷道和采空区预热,然后经防寒辅扇机组直接送到防寒地点。

为了防止预热后的暖风进入竖井筒后,从0 m中段竖井马头门流到四方顶子矿区,在0 m中段竖井马头门与1139巷道口之间的1101主运巷道里,设置2道侧式碰杆防寒自动风门。同时,还在各中段与箕斗井相通的联络道内,砌筑留有检查门的密闭孔,以免预热后的暖风从联络道漏掉。

D 完善竖井单独地温预热系统

(1) 建筑18坑与竖井锁口连接的送风道。在竖井混凝土锁口下面0.8 m处,凿1个向上倾斜10°、断面1.2 m×0.6 m的口通到井筒内(因受条件限制,此口不能凿太大)。然后从此口筑1条长10 m、断面1.2 m×1.6 m的混凝土送预热暖风道,与18坑平硐相连。在其中并联安装3台JF-52型11kW防寒辅扇机组,将预热后的暖风直接送入竖井内,形成1个向上喷射的热空气幕,这不仅使井口附近造成正压,促进大多数暖风从井口向外上升,还能阻挡地表冷风进入井筒。

(2) 砌筑竖井防寒塔。

(3) 建筑防寒走廊。

E 健全箕斗井单独地温预热系统

(1) 开凿防寒天井和送预热暖风道。

(2) 建筑箕斗井防寒塔。

(3) 修建混凝土防寒运输道。

由于采用了上述一系列防寒技术措施,经十多年实践证明,竖井、箕斗井的防冻效果显著。从而全面解决了南部矿区井巷的冻冰难题,保障了冬季正常生产。

9.14.6 金厂峪金矿使用空气幕进行矿井防寒的实践

河北金厂峪金矿地处华北北部山区,矿井为平硐盲竖井联合开拓。冬季大量地表冷空气经 223 m 平硐流入矿井,导致 223 m 平硐及 223 m 车场寒冷结冰,对安全生产造成威胁。为解决此问题,曾采取在 223 m 平硐内安装简易风门、自动风门等措施,但因运输行人频繁,风门不能经常有效地发挥作用而没能解决问题。

1990 年初经过多种防寒方案进行研究比较后,选用了空气幕防寒方案。即在 223 m 平硐内安装空气幕,通过增阻作用代替风门隔断或减弱冷气流来达到防寒的目的,见图 9-132。

9.14.6.1 空气幕的特性

空气幕是利用特制的供风口(包括风机),由巷道一侧或两侧以一定的风速和方向喷出空气,形成门板式的气流来隔断或减弱巷道中通过的风流。可以通过改变风机的叶片安装角度来增减空气幕的隔断压差以收到理想的效果。特别是在运输行人频繁的巷道中使用空气幕,能够既隔断或减弱巷道中的风流,又不影响车辆和人员通行。因而它在一定程度上可代替自动风门,并且其安全可靠比自动风门要高得多。空气幕可在适当扩大了的巷道断面地点直接安装。

9.14.6.2 空气幕型号的选择

依据 1984—1989 年 5 年间的矿区气象测定数据,冬季 223 m 平硐最高自然风压为 68.6 Pa。为了节电和充分发挥空气幕的作用,以自然风压 40 ~ 50 Pa 为依据选择空气幕为宜。为此选用了山东淄博风机厂制造的 WMI - No. 9 型矿用空气幕。

9.14.6.3 空气幕的安装

1990 年 11 月在 223 m 平硐内距坑口门 30 m 一断面扩大处安装了 1 台 WMI - No. 9 型空气幕。空气幕出风口处巷道断面为 7.84 m²。空气幕出风口处巷道断面越小隔断效果越好。考虑到 223 m 平硐运输、行人频繁,出风口处巷道断面未做缩小处理。空气幕的安装见图 9-133。

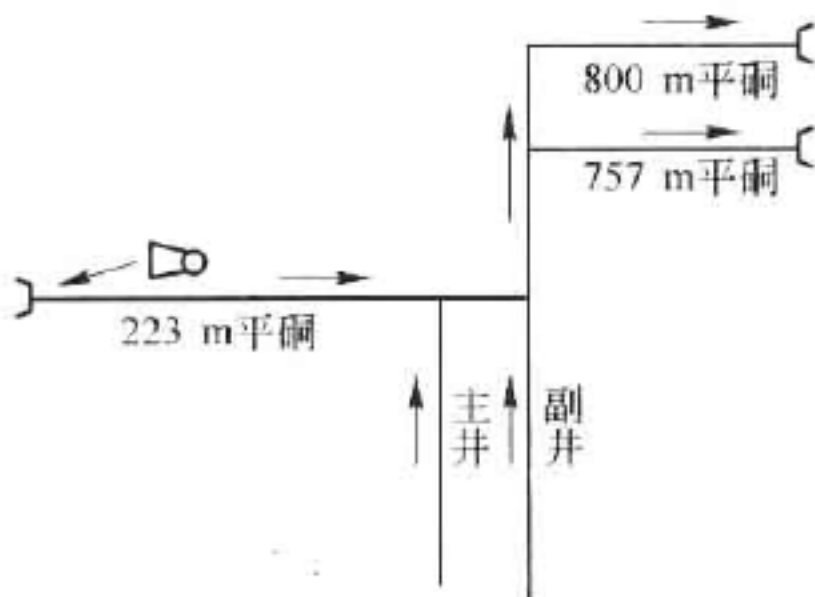


图 9-132 矿井空气幕防寒示意图

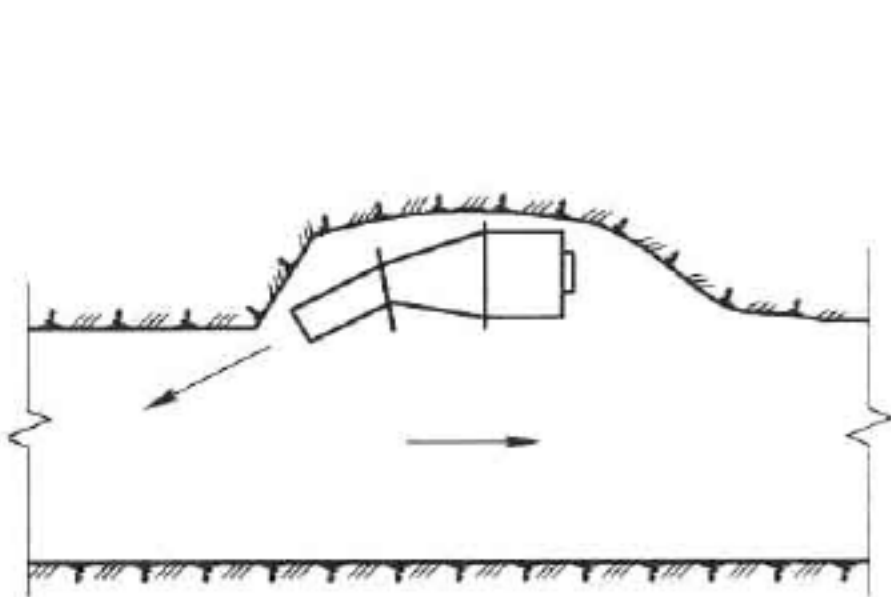


图 9-133 空气幕安装示意图

9.14.6.4 空气幕的运转

初冬和冬末,当矿井内外温差不太大,流入矿井的冷空气不多时,以叶片小安装角运转

可完全隔断风流;严冬时节矿井内外温差增大,流入矿井的冷空气增多,隔断效果变差时,调大叶片安装角来改善效果。为了节能和不增大噪声,叶片安装角调至空气幕能减缓风流达到防寒效果时为宜。

经过4个冬季的实践证明:通过空气幕的增阻作用减小冷空气流量,使223 m平硐内气温升高 7.1°C (平均值),满足了矿井防寒要求,取得了明显的防寒效果。

9.14.7 深井通风降温技术的试验和应用

深井通风系统优化及降温技术研究是中国黄金系统“九五”科技攻关研究项目之一,主要研究承担单位为长春黄金研究院与湖南湘西金矿。

湖南湘西金矿是一座已有120多年开采历史的老矿山,当年以采钨、锑为主,所以又叫湘西钨矿,自20世纪70年代发现矿石中含有金以来,才改名为湘西金矿。该项目研究开始时,矿山共有32个开采中段,120多个采矿作业地点,开采垂直深度接近1000 m,开采倾斜长度已经超过2000 m。因此,地热显现强烈,而该矿的通风系统属国内外罕见的深井复杂通风系统。因为它开采4条不同形态的矿脉,有用可回收元素有金、钨、锑,既有上部老采区探矿与回收过去遗留老资源,又有下部新矿体开拓,多中段采矿,多中段出矿,年生产矿石15.5万吨。

9.14.7.1 原有通风系统及存在问题

本项目试验研究地点是湘西金矿的沃溪矿区,开拓方法为斜井—盲井联合开拓,中段垂直高25 m,集中溜井放矿,多中段后退式回采,当时所采用的采矿方法为削壁充填采矿法和房柱采矿法。沃溪矿区系金、锑、钨共生的中、低温热液充填层控石英脉型矿床。矿体赋存于震旦系板溪群紫红色板岩中上部的层间裂隙中,主要工业矿体呈不连续板状产出,倾角 $20^{\circ}\sim 30^{\circ}$,一般 26° 。矿区自下而上有 V_2 、 V_1 、 V_3 、 V_4 等4条矿脉,其中 V_1 、 V_2 、 V_3 脉垂距均为5~20 m, V_3 和 V_4 脉垂距5~100 m,脉厚0.1~3.0 m,倾向延伸在2000 m以上。矿石较稳固, $f=8\sim 12$,上下盘围岩为板岩与蚀变岩, $f=4\sim 6$,稳固性较差。深部盲体为 V_7 、 V_8 脉,赋存在 V_4 脉的上部,且具有一定规模。

A 原有通风系统

湘西金矿沃溪矿区原有通风系统为两翼对角式的通风系统,即地表东、西排风井井口处各安装1台主扇抽出式工作,西风井在井下18中段处增设1台主扇。矿区中部的竖井、2号副井、人行井和1号主井进风。1999年以前,在26中段以下尚未形成有效的通风系统。各段井筒的规格和有关参数见表9-89。

中段通风网络主要采用上、下行间隔式,由双号中段风巷连接排风井,单号中段井巷入风。风流线路为:风流由地表经竖井、240平硐、2号副井、人行井和1号主井进入到16中段,再经人行井、3号副井和2号主井进入下部各中段,由单号中段进入东、西部中段运输巷道,送至各作业点,经天井上、下行至各双号回风巷道,再由东、西风井排出地表。原有通风系统见图9-134。

B 原有通风系统存在的主要问题

原有通风系统存在的主要问题为:

(1) 风流混乱、污风串联现象严重。研究范围,确定为上部0中段至深部的34中段,共计32个中段,并且大多数中段有采矿、掘进、探矿或其他井下作业。同时工作的中段数为

表 9-89 各类井筒参数表

井 筒		项 目			
		长度/m	断面/m ²	风阻/N·s ² ·m ⁻⁸	总阻力/Pa
入风井	1 号主井	1089	9.92	0.0127	55.32
	2 号主井	976	9.92	0.0127	49.58
	竖 井	350	12.56	0.0247	553.28
	2 号副井	769	9.62	0.0139	384.81
	3 号副井	912	9.62	0.0139	316.92
	人行井	1000	4.4	0.1548	158.5
	材料井	424	4.4	0.1548	
	暗 井	954	9.62	0.0139	
回风井	东风井	3200	6~9	0.0549	8561.28
	西风井	2900	5~8	0.1293	

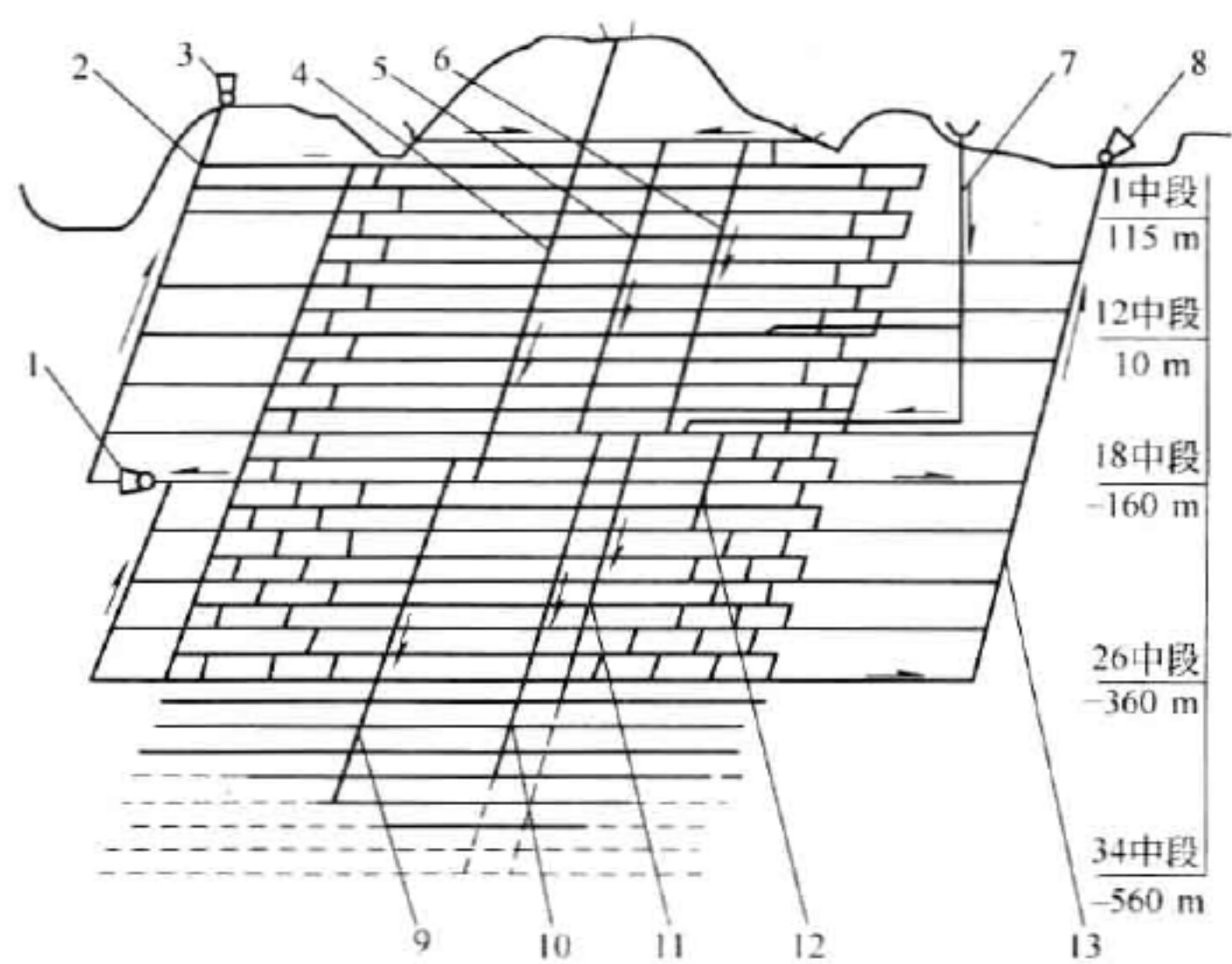


图 9-134 原有通风系统简图

1—18 中段主扇;2—西部排风井;3—栗家溪主扇;4—1 号主井;5—2 号副井;
6—行人井;7—竖井;8—上沃溪主扇;9—2 号主井;10—3 号副井;
11—行人材料井;12—3 号暗井;13—东部排风井

22 个,再加上矿体走向长、倾向深、多条脉共生,同时工作的作业面有 120 多个,由此便构成了一个庞大而复杂的深井通风系统。由于井下的开采中段多,作业点也多,风流的走向难于控制,因此,就造成了井下风流混乱和污风串联的严重现象,恶化了井下的作业环境。

(2) 缺少专用的通风井,深部风量明显不足。在湘西金矿原来的开拓系统中,尚未布置专用的通风井,只靠其他的井筒辅助进风。深部的进风情况更为不足,多年来就一直沿用主井进风,但却未采取净化措施,造成了风流的污染。东、西两翼的两条排风井,其总断面 10~12 m²,只有 100 m³/s 的排风能力,尚缺 75 m³/s 的排风量。按要求应再增加 10 m²的排风井筒断面。因此,风量明显不足,入、排风能力达不到生产要求,是湘西金矿原来通风系统存

在的最大问题。

(3) 风流线路长、风阻大、风压不足。原有通风系统的风流从进风井口和进风段,到深部的各用风点后,再经排风段排出地表,其最长的风流线路已超过 5500 m,加上东、西排风井的断面过小,沿程阻力和局部阻力都很大,原有的 3 台风机能力明显不足,需要给原系统增加必要的能量。

(4) 风源污染、井下粉尘的危害比较大。由于矿岩和井下空气中游离二氧化硅的含量均比较高,利用主箕斗井进风,又未采取可靠的净化措施,20 多对溜井的卸放矿点的粉尘没有得到很好的控制,使得主井的入风流受到了粉尘污染,进入作业面后,势必对井下作业环境造成粉尘危害。

(5) 深部作业环境温度较高。随着开采深度的增加,岩石温度和深部作业环境的温度也相应升高。在深部的掘进工作面,由于没有采取局部通风措施,无法形成贯穿风流,其作业温度已超过 32℃。井下的相对温度也随着开采深度的增加而增加,作业面的相对湿度一般都在 95% 以上,部分作业面的相对湿度可达到 98% 以上。由此可见,井下深部的作业环境的微气候条件亟待加强深部通风予以改善。

9.14.7.2 深井子域分区多级机站通风系统

A 概述

该项目的研究从 3 个不同解决其问题的方案中,即独立入、排风的深部通风系统,深井子域分区多级机站通风系统,改善原有的通风系统 3 个方案;经过专家认真分析确定多级机站、分区管理、统一通风的方式作为基本方案。本方案的通风系统主要由竖井、2 号副井和人行井进风,深部主要由 3 号副井、深部专用进风井和部分天井进风,东、西风井仍作为主要排风井,深部依然形成两翼对角式通风系统,主井作为辅助进风井,2 号主井的净化站采用湿式过滤除尘技术等项内容构成一个完整的深部通风系统。

a 通风方式的确定

鉴于湘西金矿的矿体走向长、倾向延展深,各作业区段的生产情况不均衡,使得传统的通风方式均不宜采用。为了更好地发挥通风系统的实际效果,满足各自不同生产区的需风要求,最大限度地节约能耗,本方案则采取深井子域分区的通风方式,即按多路井筒进风,两翼集中排风的统一通风系统,并按各生产区的需风情况借助井下主扇进行调风,需要时打开风机进风,停车时即关闭风机,从而达到各区按需分风的目的。这样既可满足生产要求,又能达到节能之目的。

b 通风分区的划分

按照湘西金矿的生产布局情况,可划分 4 个分区:第一分区:从 0 中段至 16 中段,共计 14 个中段,该区现主要进行残矿生产,故将此区化作残采区;第二分区:从 17 中段至 26 中段,共计 10 个中段,这些中段是湘西金矿目前生产的主要作业区,将此矿段划分成生产区;第三分区:从 27 中段至 34 中段,共计 8 个中段,该区均处在深部,是今后的主要生产矿段,现将此区划分为深采区;第四分区:该区为从 27 中段至 32 中段主矿带西北部的盲矿体部分,与主矿带的间距大约为 200 m,将此区划为盲矿区。

根据上述 4 个通风分区,结合不同的生产情况,采用统一通风系统、子域分区管理的通风方式,在此基础上建立切实可行的多级机站通风系统。根据多级机站的基本原理和技术要求,通过系统优化合理地确定机站的级数、风机台数和风机的安装位置等。再根据系统所

要求的风压、风量,进行风机优化配置。

c 多级电站的设计

为了使新的通风系统和原有的通风系统能够有机地结合在一起,需要对通风系统进行优化设计。

(1) 电站级数的确定。湘西金矿的矿体赋存条件极为复杂,不仅走向长、倾向深,而且是多条脉共生且间距不等。因此,电站的级数应依生产的实际需要而定,可以灵活运用。一分区的风路较短,距地表又较近,可采用自然通风,当自然风压不足时,辅以主扇排风的分区通风系统;二分区风路最长,设立一压一抽式的二级电站分区系统;对于深部的三分区,由于风路最长,风阻也最大,可设置一级压入两级抽出的三级电站通风系统;四分区按二压二抽的压抽联合式通风系统。

(2) 风机台数和安装位置的确定。由于湘西金矿原有通风系统的3台主扇的运行情况尚好,为了尽量减少工程费用,仍需要在原地继续运行。新设计的多级电站是在原有机站的基础上形成的。一分区一级抽出电站,即为栗家溪排风井井口处的地表主扇;二分区除东风井地表的主扇外,在18中段的西风井内已设一级排风电站,在23中段的深部专用进风井内设置一级压风电站,形成一压一抽式多级电站系统;三分区在26中段东、西排风井内安装一级排风电站,形成一进二出的多级电站系统;四分区在30中段安装风机1台,与2号主井构成主井、溜井含尘风流手控集中净化再利用的子域分区通风网络,从而形成四分区的二压二抽的多级电站系统。

(3) 各分区通风网络的设计。因各分区的矿体赋存状态不同,生产情况有别,所以各分区的通风网络也各有差异。一分区的风流靠主扇风压和自然风压通过竖井、2号副井、人行井、1号主井、部分天井及采空区进风,一部分风流经过一分区的作业面后,进入栗家溪排风井和部分采空区后排出地表。另一部分新鲜风流向其他3个分区供风。在16中段应维护出一条风路,将竖井的进风直接引到专用风井内,以增加深部的供风量。二分区的风流一部分供给17~26各中段,经作业面后由两翼风井排出地表,另一部分新鲜风流经专用进风井、3号副井和2号主井继续下行到三分区和四分区。三分区的风流靠进风电站加压后,进入深部的各个作业面,然后再经排风井排出地表。四分区的风流从三分区引入后,在30中段经净化站加压后,送到西北部盲矿体的各作业面,然后将污风导回到26中段的联络道进入西风井,经西风井排出地表。

由于湘西金矿采用多中段、多采场同时作业,确定合理的开采顺序和加强通风的管理工作尤为重要,应确保各处之通风构筑物的可靠运行,避免污风串联。

(4) 中段通风网络设计。为了将入风段的新鲜风流直接引入作业面,提高入风流的质量,并将污风严格地控制在排风井巷内,避免污风串联,通过主扇尽快排出地表,就需要进行中段通风网络的设计,确定合理的中段通风网络结构形式。针对湘西金矿多条脉共生,多中段、多采场同时作业的复杂通风网络结构形式,各作业中段可根据采区的特点和实际生产情况,选择其中的一种较为合理的中段通风网络:1) 阶梯式中段通风网络;2) 平行邻巷式中段通风网络;3) 上、下行间隔式中段通风网络。对于湘西金矿的通风网络,尤其是深部通风网络,适宜采用单号中段入风,双号中段排风的上、下行间隔式中段通风网络。该网络能有效地解决串联通风的问题,并且工程量较小。但需加强回风系统的严密性,增强对风流的控制能力,防止风流反向。

(5) 主井及各段溜井的除尘系统。为了克服主井进风所造成的风源污染这一弊端,本方案将分别对两段主井采取不同的粉尘治理措施,使其入风流达到安全卫生标准。对1号主井采取间断式喷雾降尘的治理措施。2号主井仍作为辅助进风井,但需采取集中除尘循环净化技术治理尘害。为了使深部的供风量达到系统要求,增加进风井筒的断面,现将主井作为辅助进风井。同时,要对主井内的卸矿点和各段溜井采取可靠的除尘净化措施。包括:1号主井的除尘系统;2号主井的局部循环净化系统。

B 深井子域分区通风的特点和意义

(1) 深井子域分区通风方式的研究方向。根据湘西金矿的实际情况,因矿体走向长、各作业区的生产情况又不同,不宜采用统一通风的通风方式。若采用分区通风的通风方式,由于矿体埋藏较深,也不尽合理。鉴于湘西金矿的矿体走向长、倾向延展深,各作业区的生产情况不均衡,使得传统的通风方式均不宜采用。

为了更好地发挥通风系统的实际效果,满足各自不同生产区的需风要求,最大限度地节约能耗,本方案则采取深井子域分区的通风方式,即按多路井筒进风,两翼集中排放的统一通风系统,并按各生产区的需风情况借助井下主扇进行调风,需要时打开风机进风,停产时即关闭风机,从而达到各区按需分风的目的。

(2) 深井子域分区通风方式的特点。深井子域分区的通风方式,既不同于传统之统一通风的通风方式,也不同于分区通风的通风方式。它是以统一通风方式为基础,按照不同的生产区域所组成的子域通风网络为单元,再将各子域分区网络归并到统一通风系统上去,从而使两种传统的通风方式能够结合到一起,形成一个有机的整体。

此种通风方式,必须和多级机站通风技术相结合,才能达到预期之目的。多级机站的建立,可有效地降低井下通风系统的内外部漏风,提高系统运行的可靠性,强化风网的调控程度,增强通风系统的稳定性,进而实现统一通风系统、子域分区管理的通风方式。

(3) 深井子域通风方式研究的意义。深井子域分区通风的通风方式,不仅对解决湘西金矿的复杂通风系统的实际问题具有重要的实用价值,而且对深井通风方式的理论研究也有指导意义。它与串联网络的不同之处在于,前者的每一个子域分区都可构成一个子系统,并由主扇控制其运行,新风均来自于统一通风系统的进风段,污风则进入大系统的排风段,风流管理灵活而有序,不产生污风串联的情况。每一子域分区,根据生产的需求可灵活地控制风量,甚至在该分区的生产结束后即可完全取消该子域分区,不会影响整个系统的运行。而串并联系统显然不具有上述特征。

(4) 深井子域通风方式的实际应用。深井子域分区的通风方式在湘西金矿的实际应用,较好地解决了原通风系统风流管理混乱的局面,不仅有效地避免了污风串联情况的产生,而且还合理地控制了风流,同时又提高了风量利用率,取得了较好的技术经济效益。

9.14.7.3 湘西金矿深井通风系统优化研究

此项通风系统优化的研究工作,是以解决原有通风系统存在的问题为主,重点解决深部通风系统的入、排风问题,合理地构筑网络结构,最大限度地降低系统的能耗和工程费用。在满足深部采矿作业的需要、使井下作业环境达到国家安全卫生标准的前提下,以在服务年限内通风系统总费用最小为优化目标函数,建立优化的数学模型,并以“井巷功能合理配置”为原则,应用电子计算机进行通风系统网络的解算和优化。通过实际解算,得到了通风系统优化设计结果。优化后的通风系统见图9-135。

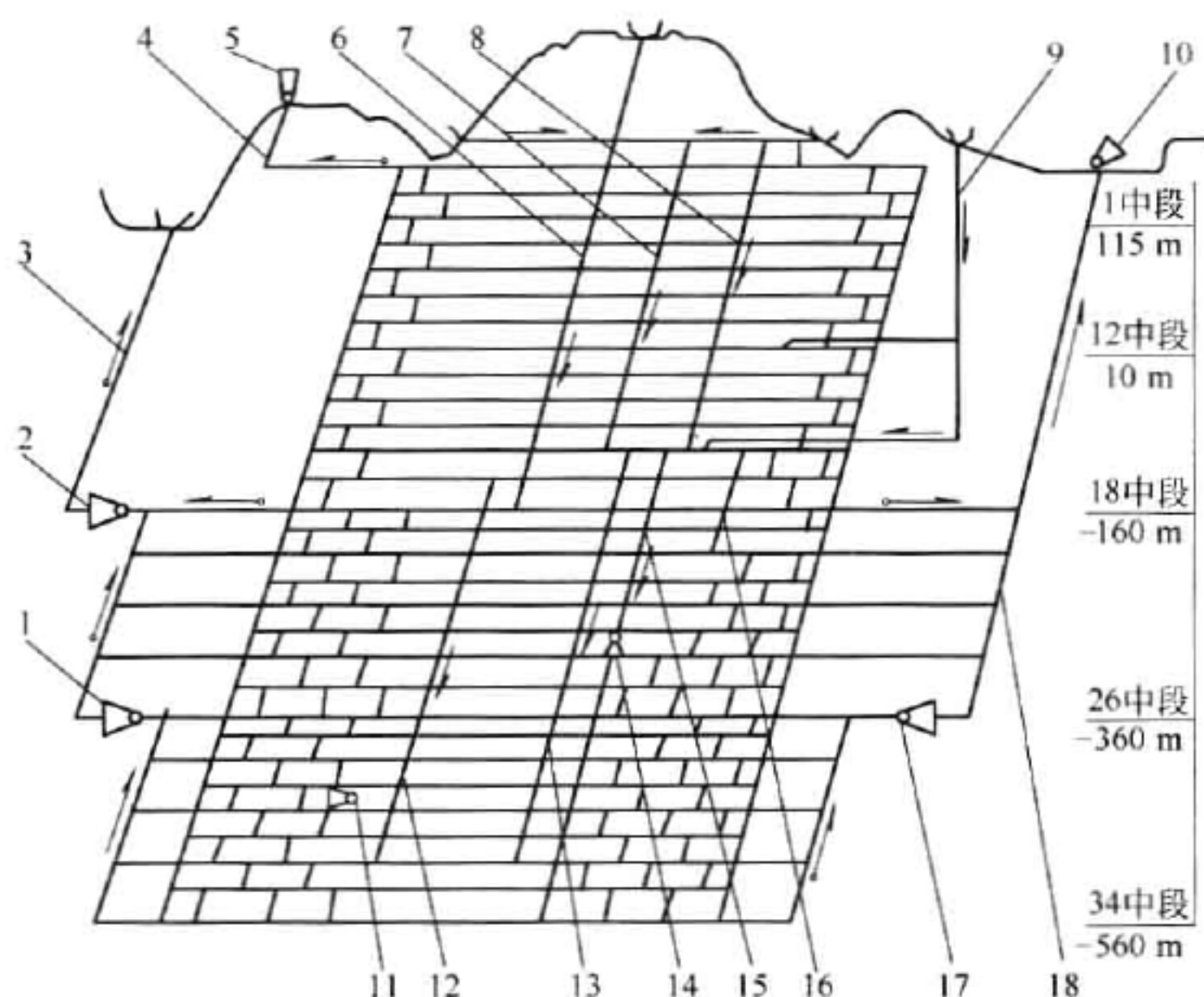


图9-135 优化后的通风系统简图

1—26 中段西风井主扇; 2—18 中段西风井主扇; 3—西部排风井; 4—栗家溪风井; 5—栗家溪主扇;
 6—1 号主井; 7—2 号副井; 8—行人井; 9—竖井; 10—上沃溪主扇; 11—深部净化站风机;
 12—2 号主井; 13—3 号副井; 14—深部专用进风井主扇; 15—深部专用进风井;
 16—深部行人井; 17—26 中段东风井主扇; 18—东部排风井

A 深部专用进风井的优化

为了彻底解决湘西金矿的深井通风问题,曾提出过独立的人、排风井之深部通风系统的研究方案,只是由于工程费用较大而不宜采用。但深部通风系统确实需要布置专用进风井,以便解决入风量不足和风源污染问题。根据通风系统的网络解算结果,显示出深部专用进风井的作用是十分显著的,不但确保了深部开采的需风量,而且还可限制主井的进风量,从而提高了深部入风流的质量,同时也降低了深部通风系统的运行费用。

通过井下实地调查,详细地了解井巷的实际分布情况和各井巷分担的任务及其潜在的能力,根据“井巷功能合理组配”原则,充分发挥各个现有井筒的内在潜力,对其所能承担的任务进行优化组配,提出了将现有人行井改造为深部的专用进风井的技术方案,这样就可以解决从16中段到32中段的深部供风问题。而且是在不增加井筒和入风断面的前提下,通过专用进风井提高风速达到增加深部入风量之目的。在深部专用进风井内,采用单号中段进风,并用风门控制进风量,以提高风量的有效利用率。深部的行人由3号副井承担,完全能够满足深部行人的要求。此方案不仅解决了深部的进风和行人问题,而且节省了大量的开挖工程量,降低了工程造价,全部改造工程的费用仅8万元,与掘进专用进风井相比,可节省工程费500多万元。在很大程度上解决了深部风量不足和风源污染的问题,对改善井下深部的作业环境已起到了至关重要的作用。

B 通风网络的优化

原通风系统由于两翼排风井的断面过小、风阻大,加之西风井两翼机站设置不合理,形成了下大上小的不合理匹配,使得东风井的负担过重,原有的东风井主扇能力不足。如扩刷

东西排风井的断面,以增大排风量,就需工程费 200 多万元。通过网络解算,发现了网络结构不合理后,即需要对此开展系统优化工作。

在开展此项优化过程中,将风机匹配和排风能力不足一同考虑。由于在湘西金矿的上部,存在着许多采空区,而且还要一些直通地表的老巷,经过全面调查分析和系统优化工作,将原来西风井上部串联的两级风机改成并联,用原 18 中段的主扇经上部的风井与直通地表的最近巷道相连通,承担原西风井的排风工作,其排风能力为 $50 \text{ m}^3/\text{s}$;而西风井地表的另一台主扇,用于 16 中段以上各中段的排风,形成系统的一条新的排风线路,其排风能力为 $35 \text{ m}^3/\text{s}$,可以满足 16 中段以上的残采作业区的风量要求;在 29 中段以下的西北部的盲矿区,采用了局部循环净化通风的技术,将 2 号主井及其附近的各对矿石、废石溜井中含尘风流集中净化,其再利用的风量为 $20 \text{ m}^3/\text{s}$,然后供向深部的盲矿体;东风井的主扇继续完成 $70 \text{ m}^3/\text{s}$ 的风量,从而使整个系统的供风量达到了 $175 \text{ m}^3/\text{s}$,完全满足了深部采矿生产的需要。

在 26 中段以下的深部作业区,其通风网络仍设计成两翼对角式,并与上部原有通风系统连在一起,形成一有机的整体,最大限度地利用了原有的通风系统,减少了深部通风系统的井巷工程量,缩短了施工周期,降低了工程费用。通过该项系统优化,不仅解决了风机匹配不合理的问题,而且还可以节省东西排风井断面扩刷的 200 多万元的工程费。较好地解决了排风能力不足的问题,节省了掘进深部专用排风井的工程量,仅此一项又可减少基建费 500 多万元。

C 通风井巷断面的优化

在设计深部的通风系统时,对需要新开凿的井巷断面开展了优化工作。综合地考虑了井巷的基建费、经营费、通风动力费和现场施工的可行性等诸多因素,按照动态的分析法,用资金的贴现值处理资金的时间价值问题,将井巷的断面进行了系统优化处理,并编写了通风井巷断面优化程序。通过此项工作,较系统地考虑了影响井巷断面的各个因素,优化的结果也符合现场的施工要求。断面优化工作的开展不仅对研究与设计工作具有指导意义,而且对矿山企业取得更好的经济效益也起到了积极的作用。

根据通风系统的网络解算结果,显示出对原有通风系统的优化结果是经济的、合理的。而且通过新系统运行,也已证明了深部专用进风井的作用是十分显著的,不仅增加了系统深部的需风量,而且还提高了深部入风流的质量,同时也降低了深部通风系统运行费用。

通过优化通风系统,不仅使湘西金矿的网络结构更为合理,系统运行更加可靠,而且又减少了井巷工程量,缩短施工周期,同时还节省了基建费用 800 多万元,使通风系统的优化工作取得了显著的技术经济效益。

D 多级机站的应用

多级机站是国际上 20 世纪 80 年代兴起的新技术,是以美国著名的通风学者麦克菲逊提出的由多个相类似、互为独立的风机组成的系统风流运行更为稳定的理论为基础。中国的多级机站研究与应用也已取得了可喜的成就,其中尤以梅山铁矿为代表,并且已进入了实际应用阶段。但是,与梅山铁矿所不同的是,湘西金矿是深井开采矿山,而且通风网络特别复杂,这就使多级机站在湘西金矿的应用遇到了较大的难题,同时也提出了深井多级机站的新研究课题。

a 多级机站设计方法研究

按照一般的设计要求,应当首先确定通风网络,然后再确定机站的级数、各级机站的风

机台数和风机的选型等工作。而我们的研究工作,是将通风网络的优化、风道断面优化、风机优选与多级机站设计结合在一起进行的。

通过网络优化,重新考虑了各条井巷的实际功用和潜力,调整了需要分担的任务,更好地发挥了所有井巷的作用;对于新掘的风道,通过开展断面优化,不仅降低了掘进费用,而且还减少了通风阻力,降低了通风能耗;风机的选型和多级机站设计一同进行,从而使风机与网络的匹配更加合理。

b 新型通风方式的应用

根据湘西金矿通风网络的特点,以及井下的实际生产情况,将全矿分成了四个子域分区。这种子域分区方法既不同于传统的统一通风方式,也不同于传统的分区通风方式。它是依据湘西金矿的特点和实际生产情况并结合应用多级机站技术而提出的,是一种全新的通风方式,即为“子域分区通风方式”。该种通风方式的提出,对于深井通风系统设计和通风系统的实际运行都是成功的。

c 通风方式与多级机站的匹配

子域分区通风方式与传统的分区通风方式有着明显的区别。传统的分区通风方式,只适于矿床走向长、埋藏浅的地质条件,并且形成了多个直通地表的分区通风系统。而子域分区通风方式,特别适合矿床规模大、走向长、埋藏深的地质条件。随着开采深度的加大,上部的分区可以逐渐关闭,下部的分区逐渐形成,真正形成了一个由上到下的子域分区的通风系统。

深井多级机站通风,得益于子域分区。在整个通风系统中,各分区与系统的联系是靠各级子域机站形成的,可以通过对机站风机的控制,调整各分区的风量和风压,随着开采深度的加大,分区逐渐下移,上部的分区逐渐关闭,简化了通风网络,而下部的子域分区相继形成从而使整个通风系统的运行更加合理。

d 扇风机的优化选型

在扇风机的优化选择中,以降低能耗、提高风机效率和确定风机合理的工况点为优化的主要内容,在此基础上以风机功率最小为目标函数确定方案。同时,还将风机的基建投资和年经营费用全面考虑进行优化,将所有入选风机按目标函数进行优化选择,由此得出最佳风机及其组合。经过风机优选,最终选定的两台深部排风井主扇为 K45-6-No. 14 型,深部专用进风井的主扇为 K45-4-No. 13 型,局部循环净化站的风机为 K45-6-12 型。优选后的风机在确保满足生产要求的前提下,又能达到性能价格比最优,能耗最低,而运行效率最高的技术经济效果。

e 主井、溜矿井含尘风流受控集中净化再利用技术

由于湘西金矿的进风井筒断面不够,需要利用主井辅助进风,就应当采取可靠的主井除尘技术。由于主井中的各装矿点均对矿石的含水量要求不能过大,对粉尘的治理也就不能选用连续性湿式除尘技术。根据 1 号主井和 2 号主井的不同情况,采取了不同的粉尘控制措施。

9.14.7.4 低温岩层预冷入风流技术

A 矿井通风的风温变化过程

在矿井通风过程中,进入井下的空气流,由于受到扇风机外力的作用,风道总的空气产生了流动,此种流动被称之为受迫流动。流入井下的空气流,不但产生在风流内部的导热现

象,而且入风流还将与岩壁产生热交换,这一过程是包括了对流与导热的联合作用。因此,在这一过程中,入风流与岩壁之间的换热可称之为对流换热。

经过大量的现场观测发现,当风流流经巷道后,由于岩体与风流之间存在着温差,就将使岩体与空气之间产生热交换。由于夏季矿山的地表气温较高,如湘西金矿在7月、8月、9月3个月份的气温可达到36~42℃。高温空气进入矿井后,开始形成高温入风流。随着高温入风流在井下的流动,即产生了空气与岩壁的热交换过程。在这一过程的开始阶段,入风流的气温较高,而上部岩层的岩石温度相对较低,入风流开始向岩壁放热。随着开采深度的增加,岩层的温度逐渐降低。当入风流到达恒温层时,岩石的温度降到最低。高温入风流的放热过程也达到了最强烈的阶段。从恒温层开始,风流继续下行,岩石温度随着标高的下降而开始升高,入风流的放热过程逐渐减缓。当入风流的温度与岩壁的温度相等时,即风流的放热过程结束。此后,随着岩石温度的增高,入风流的吸热过程开始,并依开采深度的增加,入风流的吸热过程逐渐增强,使风流温度不断升高。

为了更好地发挥通风降温的作用,应当充分利用低温岩层的降温作用,合理利用恒温层的岩石温度最低的特点,将入井的新鲜风流进行降温预处理,然后再把降温后的风流直接送往井下深部用风地点,从而起到更加显著的通风降温的技术效果。

B 岩层预冷风温在工程中的计算

在工程计算中,时间的影响因素甚小,可以忽略不计,并将巷道轴向的温度视为不变化,而温度仅沿半径方向变化,这样就将非稳态过程简化为一维稳态过程。可以依据东北大学王英敏教授的研究成果,即:

$$L = \frac{Gc_p}{KP} \ln \frac{t_r - t_0}{t_r - t_1} \quad (9-8)$$

式中 L ——预冷巷道的长度,m;

G ——预冷风量,kg/s;

c_p ——空气的比定压热容,J/(kg·K);

K ——岩体与空气的热交换系数,W/(m²·K);

P ——预冷巷道的周界,m;

t_0 ——地表的气温,℃;

t_r ——预冷岩层岩体的温度,℃;

t_1 ——入风口相距 L 米处的巷道气温,℃。

根据式9-8整理后,得式9-9:

$$t_1 = \frac{t_0 - t_r}{\exp(LKP/Gc_p)} + t_r \quad (9-9)$$

式9-9即为计算低温岩层预冷入风流温度的公式。

C 矿山应用实例

岩层预冷入风流技术的研究是在湘西金矿的具体条件下开展的。该矿区夏季的气温可达到36~42℃,地表的温度接近气温,地表以下岩层的温度随着标高的降低而降低,到了恒温层时,岩层温度达到了最低,即年平均气温17℃。此后,随着标高的下降,岩层的温度开始逐渐上升。湘西金矿井下0~3中段的岩石温度接近恒温层的温度,并且存在着大量的废弃巷道和采空区。利用这些采空区进风,可以在很大程度上降低入风流的温度。

攻关课题研究的施工设计,就是让新鲜风流先经过恒温层附近0~3中段的采空区后,风流在低温岩层中缓慢地流动,经与岩壁进行充分的热交换后,使风温接近低温岩层的温度。现场试验中,各项参数为: $t_0 = 38^\circ\text{C}$, $t_r = 17^\circ\text{C}$, $L = 350\text{ m}$, $K = 4.146\text{ W}/(\text{m}^2 \cdot \text{K})$, $P = 9.6\text{ m}$, $G = 3.25\text{ kg/s}$, $c_p = 1005\text{ J}/(\text{kg} \cdot \text{K})$ 。其中 K 值,是按照风速 $v = 0.5\text{ m/s}$ 、传热系数 $\lambda = 2.23$ 时,依据公式 $K = \frac{10.1\lambda}{1.55 + \lambda/v^{0.8}}$ 计算得出。

将上述参数代入式9-9,得: $t_1 = 17.295^\circ\text{C}$ 。

经现场实测,在井下的同一标高处,经过竖井流进的风流是 21.8°C ,要比预冷后的风流高出 4.505°C 。由此可见,低温岩层预冷入风流的降温效果是十分显著的。

D 结论

(1) 通过地表附近的低温岩层预先对进入井下的风流进行降温处理,在技术上是可行的,只要条件具备的矿山都可以推广应用。

(2) 在地表附近的岩层中,恒温层中的岩石温度是最低的,在选择低温岩层时,应首先在恒温层附近确定预冷岩层。

(3) 在低温岩层中,应尽量利用原有的巷道和采空区,当岩壁的面积不足时,可掘进适量的巷道,以增大用于热交换的岩壁面积。

(4) 在工程计算中,按照一维稳态的数学模型,运用式9-8进行计算,即可满足工程计算的要求。

(5) 现场实际测定表明,经过低温岩层预冷的入风流要比竖井进入的风流约低 4.5°C ,从而使通风降温取得显著的技术经济效果。

9.14.7.5 通风系统测试和评价

A 通风系统测试

a 测试原则和测点布置

通风系统的测定时间,选择在正常生产时期。对各项参数的测定按有关的测定规范或常规方法进行测定。测定前对所用的各种测试仪器和仪表进行了校正,以确保测试数据准确、可靠。所布置的测点可保证对所有测点的风速或风量测定与计算后,能够得到全矿的总进风量和总回风量、各中段的进风量和回风量、各主要作业点的进风量和回风量,并能得到主要漏风地点和漏风区段的漏风量数据。所有测点均布置在作业场所附近风流比较稳定、巷道断面规整的地点。

根据湘西金矿的实际情况,共布置了127个测点,其中采矿作业的测点38个,掘进作业的测点36个,出矿作业的测点16个,提升和运输作业的测点25个,其他各类硐室的测点12个。本次测试所用的主要仪器和仪表有:DFA-VI型翼式低速、中速和高速风表各一块,上海气象仪器厂生产的DJM9型微压表,长春气象仪器研究所生产的高压空盒压力计,此外还有皮托管和胶管等。

b 指标测定和计算方法

风量测定及计算方法:测定风速采用侧身走线法,测风者手持风表侧身站立,在1min内均匀走完全断面,每个测点要测3次,各次的误差不大于5%,先将3次测得的风表读数换算成风速,然后计算出3次风速的平均值,再将其进行风速校正,即可得到该测点的实际风速。将测点的风速按式9-10进行计算:

$$v_{\text{实}} = [(S - 0.4)/S] v_{\text{校}} \quad (9-10)$$

式中 S ——巷道断面面积, m^2 ;

$v_{\text{校}}$ ——风表校正后的风速, m/s ;

$v_{\text{实}}$ ——巷道的实际风速, m/s 。

就得到了该测点的风量。

根据测风得到机站风机的风量、机站风量和需风站的风量数据,按式 9-11 和式 9-12 计算有效风量率(η_j)和矿井的漏风率(P_l)。

$$\text{矿井的有效风量率:} \quad \eta_j = (\sum Q_{\text{有}} / \sum Q_{\text{扇}}) \times 100\% \quad (9-11)$$

$$\text{矿井的漏风率:} \quad P_l = 1 - \eta \quad (9-12)$$

式中 $\sum Q_{\text{有}}$ ——各需风点的有效风量之和, m^3/s ;

$\sum Q_{\text{扇}}$ ——总回风机站的风量之和, m^3/s 。

阻力测定及计算方法:通风系统的最大阻力路线内的各级机站有效压力之和,是用以克服系统并巷总阻力的。因此,只要得到各机站的风压就可得出系统的总阻力。

机站阻力的测定,是通过微压计和皮托管及胶管来完成的。对于深部各机站阻力的测定,分别测出机站入口、出口处的静压、动压和全压,并按式 9-13 进行计算:

$$H_{\text{扇}} = [h_{\text{出静}} + (\gamma/2g)v_{\text{出}}^2] - [h_{\text{入静}} + (\gamma/2g)v_{\text{入}}^2] - (\gamma/2g)v_{\text{排}}^2 \quad (9-13)$$

式中 $H_{\text{扇}}$ ——井下风机的风压, Pa ;

$h_{\text{出静}}, h_{\text{入静}}$ ——分别为风机出口、入口处的静压, Pa ;

γ ——空气密度, kg/m^3 ;

g ——重力加速度, m/s^2 ;

$v_{\text{入}}, v_{\text{出}}$ ——分别为风机入口、出口处的风速, m/s ;

$v_{\text{排}}$ ——机站的排风量, m^3/s 。

风机效率测定及计算方法:主扇装置的效率,是该装置的输出功率与输入功率的百分比。其计算需按式 9-14 进行:

$$\eta_{\text{扇}} = (H_{\text{扇}} Q_{\text{扇}} / 102 N \eta_{\text{电}} \eta_{\text{传}}) \times 100\% \quad (9-14)$$

式中 $\eta_{\text{扇}}$ ——主扇装置效率, %;

$H_{\text{扇}}$ ——主扇装置风压, Pa ;

$Q_{\text{扇}}$ ——主扇装置风量, m^3/s ;

N ——主扇电机输入功率, kW ;

$\eta_{\text{电}}$ ——主扇电机效率, %;

$\eta_{\text{传}}$ ——传动效率, %。

c 系统测试结果及指标计算

湘西金矿深井子域分区式多级机站通风系统建立后,经过调试即开始正常运行。课题组于 2000 年 12 月 12 ~ 29 日,开展了对新系统的测试工作。主要针对深井子域分区式多级机站通风系统正常运行后,系统风流的控制与分布情况,风速、风量、风质是否符合国家规定的标准,主扇运行的工况以及系统运行的经济效果等。

(1) 通风系统现场测试结果。湘西金矿安全环保处、科研设计所以及沃溪坑口联合组成了通风系统测试组,经过 20 多天的测试,全面地掌握了新系统运行的现场实测

数据。

(2) 技术指标的计算。湘西金矿现有井下各类作业点共计 129 个。其中风速(量)合格的点数有 121 个,合格率为 93.79%;风质合格的点数有 106 个,合格率为 82.17%。

经过实测,流经一分区的风量为 $51.81 \text{ m}^3/\text{s}$,二分区量为 $60.46 \text{ m}^3/\text{s}$,三分区的风量为 $21.89 \text{ m}^3/\text{s}$,四分区的风量为 $4 \text{ m}^3/\text{s}$ 。整个系统总的有效风量为 $116.9 \text{ m}^3/\text{s}$ 。东部风井的排风量为 $70.25 \text{ m}^3/\text{s}$,西部风井的排风量为 $51.27 \text{ m}^3/\text{s}$,栗家溪风井的排风量为 $34.75 \text{ m}^3/\text{s}$ 。系统的总的排风量为 $156.27 \text{ m}^3/\text{s}$,按设计所需风量为 $155 \text{ m}^3/\text{s}$ 。因此,系统的有效风量率为 74.81%,其内部漏风率为 25.19%;而风量供需比为 1.01。主扇的平均装置效率为 75.97%。

深井子域分区式多级机站通风系统,其系统运行的综合指标为 84.78%。

技术指标的比较:通过攻关研究成果的应用,明显地改善了井下的作业环境条件,深部主要工作面的作业环境也达到了国家规定的标准。通风系统的有效风量率由原来 62.14% 提高到 74.81%,系统的总风量增加了 $50.63 \text{ m}^3/\text{s}$,通风系统的综合指标由 61.13% 增加到 84.78%,深部作业点的环境温度由 32°C 下降到 24°C ,节省工程费用 800 多万元,创造了可观的经济效益和明显的社会效益,取得了攻关研究的可喜成果。

B 主要结论

深井通风系统优化与降温技术研究课题,经过 5 年多的试验工作,现已全面完成了课题进度计划,各项指标也已达到了计划要求,并且取得了矿井通风的理论研究与技术开发的新进展。

(1) 全面完成了各项技术指标。深井通风系统优化及降温技术研究课题,课题组成员刻苦钻研、奋力攻关,经过 5 年多的试验研究工作,应用攻关研究所取得的技术成果,改造了原有的通风系统,重新设计并施工了深部通风系统,使得原有通风系统与新布置的深部通风系统形成了一个有机整体。优化后的通风系统经过试运行,其各项技术指标已经达到了攻关计划的要求。通风系统的综合指标达到了 84.78%,井下深部主要工作面的环境卫生条件也已符合国家标准。

(2) 理论研究取得可喜的进展。湘西金矿的通风系统优化及降温技术研究,涉及了一些传统的理论难以解决的问题,如深井通风系统优化、深井通风方式、深井降温等。在课题研究过程中,提出了“子域分区通风方式”,“深井多级机站”、“深井综合降温方法”和“低温岩层预冷入风流”、“主井、溜井含尘风流受控集中净化再利用”等通风课题,尽管这些提法在理论上尚需进一步完善,但是,在解决湘西金矿深井通风的实际问题中,却发挥了积极的作用。

C 技术成就与评价

在理论研究取得进展的同时,应用技术研究也取得了收获。为了解决主井、溜井的除尘和深部盲矿带的通风问题,采用了“主井、溜井含尘风流受控集中净化再利用”的技术,使得主井、溜井除尘和局部循环通风技术又有了新的进展;深井降温技术是世界性的难题,为了解决湘西金矿的深井降温问题,应用了岩温变化规律研究的成果,提出了以通风降温为主、低温岩层预冷风量和湿式除尘降温为辅的综合降温方案,而且在应用上收到了较为理想的技术效果;在多级机站技术的应用方面,并没有只考虑机站技术,而是把多级机站技术与通风系统优化结合起来,并应用子域分区通风方式的理论为指导,进行系统的分析研究,从而较好地完成了通风系

统改造、多级机站设置、风量分配和网络优化的研究、设计与施工等工作。

该项目于 2001 年 2 月由国家经贸委黄金局和湖南黄金管理局在湘西金矿对国家“九五”攻关研究《深部采掘技术综合研究》进行技术鉴定。经过近年奋力拼搏全面完成攻关计划,其中“深井子域分区多级机站通风系统”鉴定小组认为:通风网络结构合理,通风和降温措施完善,通风、除尘和降温效果显著。井下深部采区主要作业环境达到了国家规定标准,深部通风系统综合评价指标达到了 84.78%,超过合同规定指标。该项目获得 2002 年度中国黄金协会科技进步二等奖。

9.15 岩金矿山防治水技术

矿山防治水技术是矿山安全生产的主要内容。搞好矿山防治水工作,对保证矿井建设和生产安全具有重要的意义。

岩金矿山生产实践说明,充分地掌握矿区水文地质特点及矿床充水条件,制定探水、防水、排水和疏干等防治水措施是和矿山水害斗争的主要内容。现将几个岩金矿山防治水经验和成果介绍如下。

9.15.1 鸡冠咀金矿综合防治水技术

湖北鸡冠咀金矿位于湖北省大冶市城西 2.5 km,为大冶湖盆地南缘垦区,地势低平,地面灌渠纵横,常年积水。中心河流流经矿区北侧 0.5 km,东侧青山河,西侧牛鼻河皆流入中心河。矿床包括 I、II、III、IV 号矿体。据整体规划和分期建设的原则,一期设计规模日采选原矿 275 t,开采范围是 -160 m 以上 1 号矿体群。该矿处在基建时期,因地表水系发育,又与地下水联系密切,巷道开拓时受矿坑突水,地面塌陷引起地表积水入渗的严重威胁。

9.15.1.1 矿床充水条件和矿坑突水特征

矿床充水水源有大气降水、砂砾层孔隙水、岩浆岩风化裂隙水和大理岩岩溶静储水。充水途径为大气降水和砂砾石孔隙水借助于地面塌陷和岩溶穿水流入坑道;岩浆岩风化裂隙水多通过断层裂隙和接触带渗入坑道。

矿坑突水特征是井下突水点分布在 -70 m 以上的大理岩或接触带部位,大理岩岩溶发育,有一定的封闭性,突水量大,静水压高,含大量砂砾、泥浆充填物。风化裂隙、接触带、断裂带突水则补给充足,随降雨量大小影响水质、水量的变化。该矿曾发生 2 万 m^2 地面沉降和 600 m^2 坑道塌陷,使地面水大量渗流入坑道。处在突水状态时,矿坑最大涌水量为 5200 m^3/d ,而正常涌水量为 1200 ~ 2000 m^3/d 。正常涌水以滴水、渗水、淋雨及少量小股流出现在接触带、断裂带、溶蚀裂隙发育部位。-100 m 中段 018 线为 181 穿、6 号硐室总涌水量为 26.8 m^3/h ,占全中段涌水量的 74.4%; -70 m 中段 2 穿 ~ 5 穿涌水量为 45.2 m^3/h ,占全中段的 60%,出水点位于 017 ~ 019 线两端岩溶裂隙发育地段。随着水位降深的增加,在 016 ~ 020 线间出现两个明显的降落漏斗。因此,矿区水的防治,在矿床疏干降压的情况下,最主要的是地表水的防治。

9.15.1.2 综合防治水措施

根据矿床充水条件和矿坑突水特征的分析制定了以下综合防治水措施:

(1) 针对副井区及湖积区地势低洼的特点,采取地面防洪防渍措施。

1) 副井井口构筑防水墙并设防水闸,保证洪水季节地表水不倒灌;

2) 保证垦区排涝泵站的 4 台水泵正常运转,地表水位常年维持在 -15 m 以下,防止垦

区积水造成负压渗入井下;

3) 对1号大理岩岩溶含水体(天窗)实施围堤,内设排洪沟,保证无积水;

4) 回填夯实地面塌洞,堵塞积水渗入途径。

(2) 修复加固副井。由于副井井筒砂砾层段+8 m标高处底板穿水、突水突泥、引起大面积地面沉降和两个塌坑。选用水灰比为1:1的单液水泥浆液,并利用分段注浆和泵压结合自溜的方式进行注浆方法,修复和加固副斜井,防止大面积孔隙水、裂隙水流入井下。

(3) 实施井下疏排探防的坑道治水措施。

1) 用疏干放水工程降低地下水位,消除水患;

2) 改-100 m中段临时泵站为永久性排水泵站,减少-160 m中段永久性泵站设计规模,节省投资;

3) -70 m中段设3道防水门,防止-70 m以上突水突泥危及泵站,确保主、副井两个系统独立的正常掘进;

4) 在大理岩和接触带的工作面中,用中深孔钻岩探水前进,以防患于未然。

(4) 加强勘探工作和水文地质工作。

1) 由于设计疏干放水工程难于达到首采地段的降水要求,故需要结合物探方法,进一步查明岩溶发育分布规律,揭示岩溶富集带,指导疏干工程钻孔的布置并开展全方位水文地质条件的研究;

2) 矿区东南部大理岩因受鸡冠山破碎带影响,岩溶发育深,规模较大,水质很好,为理想的生活水源地;该水与含矿大理岩联系密切,但因导水部位不明,需要进一步探明情况,制定合理措施。这样既可保证生活供水,又可减少矿坑水的补给。

9.15.2 三山岛金矿防治水技术

山东三山岛金矿位于渤海南岸,矿区三面临海,东面与陆地相接,西北部三个山包,三山以外的广大地区为海相和海陆交互的堆积平原,地势平坦。区域最大河流王河经矿区南侧汇入渤海。矿床成因为热液蚀变花岗岩型,6个矿体都赋存在一个以 40° 倾角向东南倾斜(即向内陆倾斜)的蚀变带内,沿走向延长共计1 km,南入渤海,北距海边100多米。该矿开采分为两期,第一期最低开采中段为-250 m,第二期最低开采中段为-610 m,生产规模1500 t/d。该矿属于构造裂隙充水为主的矿床,且矿区第四系强含水层广泛分布,矿体及其下盘岩石构造裂隙极为发育,富含构造裂隙水。矿山投产后大量涌水影响了地下开采,为解决该矿的地下涌水问题,开展了水源调查,并提出防治水的措施。

9.15.2.1 水文地质条件和防治水技术的研究

(1) 进行地质构造分析,采用地球物理勘探和钻探(包括井下)相结合的方法,查明基岩含水带的空间分布和不同地段的富水性。为开采北部5号、6号矿体和第二期向下开拓提供技术资料,同时也是选择防治水方案的基础。

(2) 建立地下水流量观测站和水位、水压观测网,进行定期观测。开展水化学和水中稳定同位素的研究,为分析矿坑水的补给来源和每种补给源的补给量提供依据。

(3) 在富水位置已经确定,水方位基本清楚之后,进行试验性疏干工程的施工。工程的目的是为了将两个溜井投入正常使用和了解在比采场低10 m的运输巷道内布置疏干工程能否消除采场内水的危险。

(4) 开展了大规模的关、放水试验,预测北部和下部的矿坑涌水量。获得资料同时用于分析各含水构造间的水力联系情况。

9.15.2.2 取得的重大研究成果

(1) 查明对矿床开采有两个主要含水带。 F_1 断裂含水带和存在 F_1 下盘裂隙含水带,据1991年1月全矿总涌水量为 $566\text{ m}^3/\text{h}$,从前者流出的占16%,从后者流出的占82%。 F_3 断裂含水带呈陡立的条带状从矿区中部通过,北西端入海,南东端向内陆延伸,裂隙含水带分布于矿区北半部分,南面距 F_3 有100 m左右,向陆地延伸方向有与 F_3 相交的趋势,北面伸入海底。含水带内各方向的水力联系较好,在-600 m标高以上,两含水带都存在,故二期工程开拓要采取必要的防治水措施。

(2) 搞清矿坑水的来源。环绕矿区的海水的平均矿化度为29 g/L,第四系水的矿化度为0.21~25.95 g/L,坑内裂隙水的矿化度为24.35~65.57 g/L。所有矿坑水除来源于海水和第四系水外,还来源于一种更咸的水。不同矿化度的水在坑内的分布位置很有规律;与海水相近的水出现在地下水位降落漏斗的靠海一侧,高矿化度的水出现在靠陆地一侧,比海水淡的水则主要是上部巷道的滴水 and 从5号、6号矿体的探水孔内流出的水。经计算求得1991年1月矿坑总涌水量中海水占56.5%,卤水(矿化度约60 g/L)占38.4%,第四系水仅占5.1%。

(3) 水位及其动态。巷道开拓及放水孔施工后,裂隙地下水位普遍下降。对应1991年1月的矿坑涌水量, F_3 断裂含水带的水位已降至-220 m,裂隙含水带的最低水位为-232 m。这一数值说明不会有灾害性突水事故发生。

(4) 预测矿坑涌水量。尽管5号、6号矿体离海很近,但是其分布区裂隙不发育,开采时不会发生大突水。在-150 m中段对5号、6号矿体施工的两个探水孔的流量测定,最大者仅为 $3.6\text{ m}^3/\text{h}$,水质比海水淡。目前位于该矿体东、西、北三面的观测孔水位在海平面以下80~140 m,这说明不会发生海水大量涌入矿坑。预测-240 m中段两矿体分布区涌水量为 $29.9\text{ m}^3/\text{h}$,二期工程矿坑涌水量随开拓中段的降低而逐渐增大。

9.15.2.3 矿坑防治水方案

根据获得上述研究成果,确定矿坑水的防治方案是:裂隙含水带具有较大的宽度和深度,海水的补给量不超过总涌水量的60%,而且采矿深度越大,采场将离海愈远,故采用注浆帷幕截流方案是不适宜的。

鉴于矿坑总涌水量不太大,没有随时间延长而增长的现象,裂隙含水带内水力联系较好,采用坑内疏干的方法消除地下水对采矿的影响是比较理想的。

由于二期工程的运输中段都位于同期最低采矿中段的北西侧,比最低采矿中段低10 m,来源于海水的裂隙水可用布置在运输巷内的放水孔截住,而不会进入采场。

主竖井附近的一些巷道位于采场的北西侧,离采场较远,该处总计有 $160\text{ m}^3/\text{h}$ 的涌水量,为改善井下条件,减少排水费用,可采用注浆方法封堵。

9.15.3 仓上金矿高喷注堵水实践

山东仓上金矿露天开采的技术关键是解决第四系地层治水和流砂、海泥的剥离问题。该矿利用高喷注技术,顺利进行了流砂、海泥的剥离,取得了成功的经验。

9.15.3.1 矿床水文地质及工程地质概况

该矿体赋存在断裂带的下盘,全部埋藏在当地侵蚀基准面之下。断裂带破碎的中间隔

水带隔水性能良好,分布连续。断裂带的下盘含脉状裂隙水,是矿床的直接充水水源。上盘含水层分布在矿床的南侧,含脉状裂隙水是露天矿开采的直接充水因素。

浅层第四系的富水性较好,厚度较薄,补给条件较好,分布在矿床之上及其附近,是露天采场的直接充水岩层。基岩地下水与上覆第四系地下水有微弱的水力联系。

9.15.3.2 高压喷射注浆防渗作用原理

高压喷射注浆就是喷射管在提升过程中将高压水(200 ~ 400 kPa)和压缩空气(7 ~ 8 kPa)同轴喷射,冲切地层,同时将浆液注入冲切地层,形成混合凝结体。强大的水射流冲切地层并同时搅拌切割下来的粗细颗粒。压缩空气除保护射速外,气泡还挟带管底冲下来的泥渣,沿孔壁向上升扬流出孔外。在高压射流周侧形成的强大卷吸作用下,送至管底的水泥浆沿喷射方向卷入冲切地带搅拌,充填裹挟,升扬置换改变了充切地层的组成成分,形成防渗砂浆凝结体,如图9-136所示。

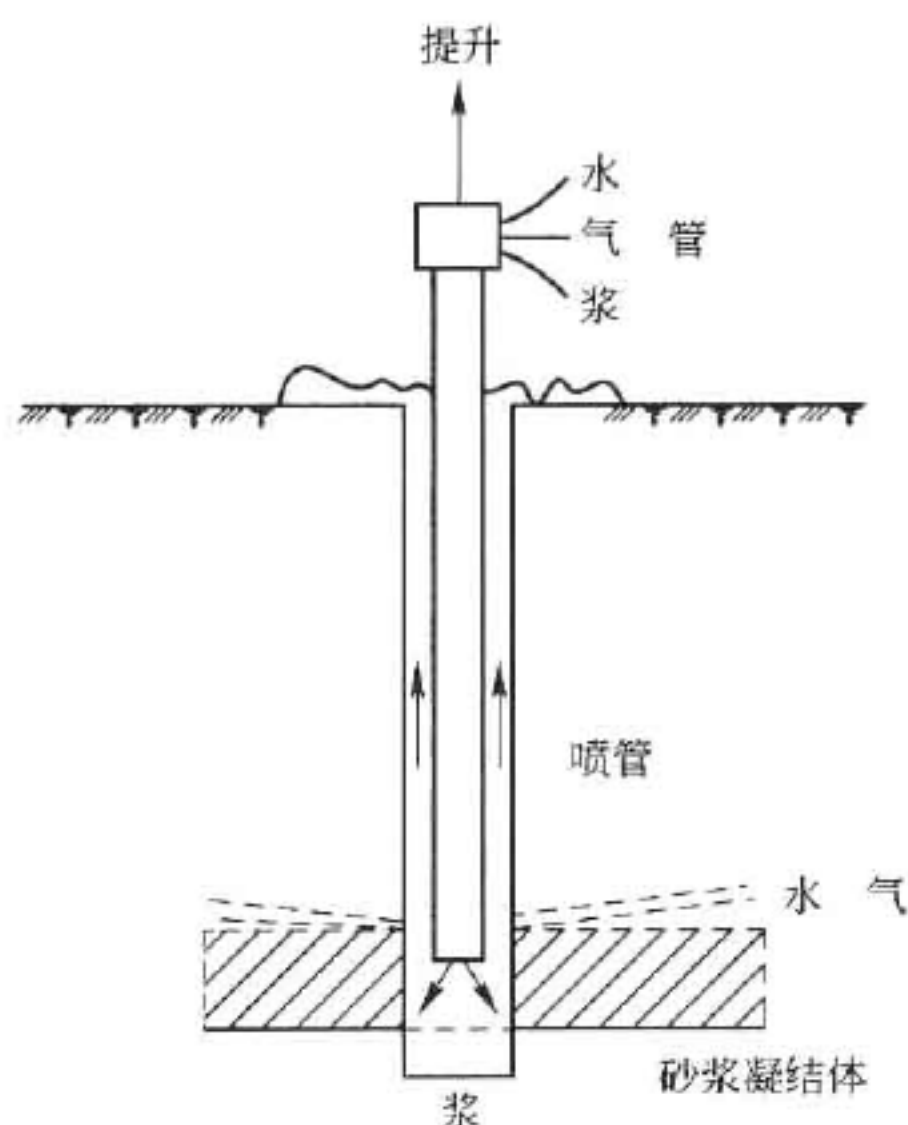


图9-136 高压喷射注浆作用原理简图

9.15.3.3 高喷注浆堵水施工

A 主要施工设备

造孔:XJ-100型岩心钻机、钻杆、钻头、泥浆泵等。供水:3XB型高压水泵、压力表、高压截止阀、高压胶管等。供气:移动式YV 3/8型空气压缩机、输气胶管等。制浆供浆:水泥储藏罐、WJG-80型搅拌机、泥浆泵等。高喷注浆设备系统如图9-137所示。

B 主要施工工艺

(1) 施工流程。从测量定孔、护壁钻孔、下喷射装置、制浆、喷射、提升、回浆,一直到孔口回灌。

(2) 施工工艺参数。根据仓上金矿堵水的地层结构和堵水工程设计技术要求,该工程的施工参数如下:高压水压力不小于35 MPa,排量75 L/min;压缩空气压力0.8 MPa,排量1.25 L/min;水泥浆容量大于1.6 kg/t,排量80 L/min;定喷提升速度10 cm/min,摆喷提升速度8 m/min;定喷孔距2 m,摆喷孔距1.8 m。

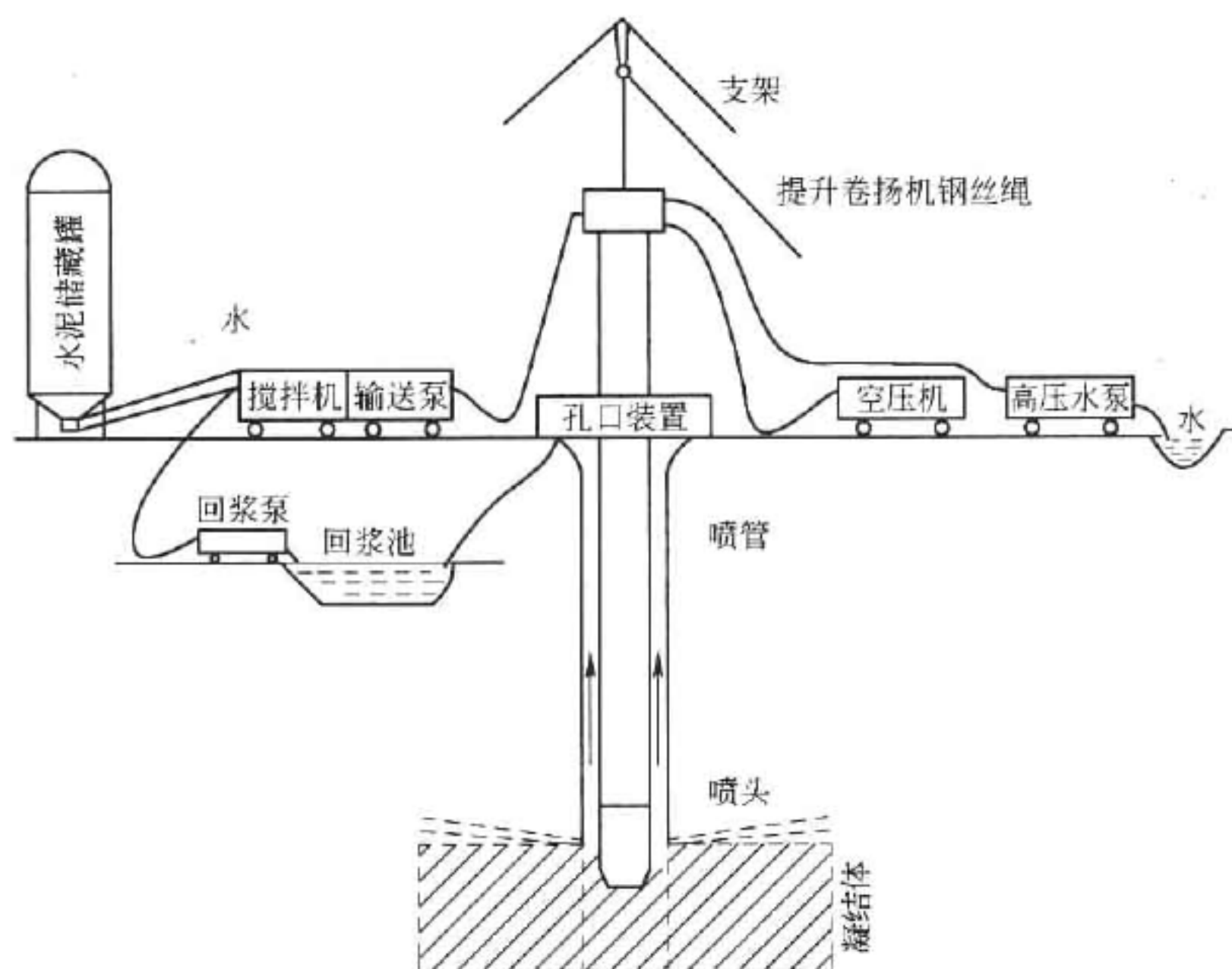


图 9-137 高喷注浆设备系统示意图

C 施工技术及质量控制

(1) 定孔:高喷注浆地段平整场地后,按设计施工图测量定位。

(2) 钻孔:钻孔安设在设计孔位上,钻头对准孔位,钻杆保持垂直,钻进后,经常注意钻杆偏斜情况。并使孔斜控制在 1% 以内。

(3) 制浆:按设计要求配制水泥浆液(质量浓度 1.6 ~ 1.7 kg/L),搅拌时间充分,以防止浆液沉淀,水泥浆随制随注。

(4) 下喷射管:钻孔完成后,喷射装置就位并校正机架的水平度和注浆管的垂直度,启动高压泵,在地面用中压试喷,检查喷注是否畅通,然后将注浆管插入孔底设计的注浆深度。

(5) 喷射注浆:高压喷射注浆是连续系统作业,水、气、浆的工艺参数达到规定标准时才能施工作业。

(6) 回浆:喷射注浆作业过程中,孔内水、气、浆及充切搅拌地层中的部分泥渣颗粒,被升扬冒出地表,流入回浆池。

(7) 回灌:孔口静压灌浆是高压喷射注浆后期的一项重要作业,注浆管停止喷注提出孔外前,孔口用地表泥砂周围一定量的浆液,进行静压灌浆;随着孔内高喷注浆浆液的析水固结,孔口浆液不断下降流入孔内。

9.15.3.4 经济效益

(1) 由于堵水地段、层位和墙址选择准确,使该工程比原设计节省工程量约 50%。

(2) 边堵水施工,边进行剥离,使露天矿提前 3 个月完成基建剥离任务。

(3) 由于堵水率高,保护了第四系地层边坡的稳定,并可将边坡角提高 $2^{\circ} \sim 4^{\circ}$,增加采矿量约 20 万吨。

(4) 由于堵水成功,并采用分层剥离工艺顺利地实现了对流砂、海泥的剥离和采剥设备通过海泥层进入沟底。

(5) 由于堵水成功,保护了淡水资源,每年可节省排水费等费用 200 万元。

参考文献

- [1] 中国黄金总公司,中国黄金学会. 金矿开采[C]//93'北京国际黄金矿山技术研讨会论文集. 北京:万国学术出版社,1993.
- [2] 《首届全国青年黄金采矿学术会议论文集》编委会. 首届全国青年黄金采矿学术会议论文集[C]. 长春:长春黄金设计院,1994.
- [3] 《岩金露天矿山实用手册》编写组. 岩金露天矿山实用手册[M]. 北京:中国工人出版社,1990.
- [4] 冶金部黄金局,冶金部情报研究总所. 国外黄金参考[G]. 北京:冶金部情报研究总所,1985—2000.
- [5] 张亚林,李平,郭向华,等. 国外岩金露天矿山露天开采刍议[J]. 黄金,1997,18(4):18~21.
- [6] 李平,郭向华,张亚林,等. 我国岩金露天矿山露天开采现状[J]. 黄金,1997,18(7):28~31.
- [7] 《采矿手册》编辑委员会. 采矿手册[M]. 北京:冶金工业出版社,1990.
- [8] 中国矿业学院. 露天采矿手册[M]. 北京:煤炭工业出版社,1986.
- [9] 《冶金矿山设计参考资料》编委会. 冶金矿山设计参考资料[M]. 北京:冶金工业出版社,1972.
- [10] 《采矿设计手册》编写委员会. 采矿设计手册[M]. 北京:中国建筑工程出版社,1986.
- [11] 《新编矿山采矿设计手册》编委会. 新编矿山采矿设计手册[M]. 北京:中国矿业大学出版社,2007.
- [12] 李宝祥. 金属矿床露天开采[M]. 北京:冶金工业出版社,1979.
- [13] 王运敏. 中国采矿设备手册[M]. 北京:科学出版社,2007.
- [14] 湖南省冶金工业厅. 矿床采矿方法型谱(内部发行). 1985.
- [15] 牛成俊. 露天开采理论与实践[M]. 北京:冶金工业出版社,1989.
- [16] 杜邦公司. 龙维祺译. 爆破手册[M]. 北京:冶金工业出版社,1986.
- [17] 李瑞祥. 露采台阶失稳原因分析及控制技术[J]. 有色金属(矿山部分),2003(1):28~30.
- [18] 中国矿业协会. 国际矿业工程[G]. 北京:中国矿业协会,1999—2008.
- [19] 赵昱东. 迈入 21 世纪的露天矿大型装载设备[J]. 冶金矿山设计与建设,2000,32(4):23~27.
- [20] 《岩金露天矿山实用技术荟萃》编委会. 岩金露天矿山实用技术荟萃[M]. 沈阳:东北工学院出版社,1993.
- [21] 中国冶金矿山企业协会. 矿山装备[G]. 北京:中国冶金矿山企业协会,2007—2009.
- [22] 焦玉书. 金属矿山露天开采[M]. 北京:冶金工业出版社,1995.
- [23] 中国黄金学会. 中国黄金学会首届学术年会论文集[C]. 长春:《黄金》编辑部,1990.
- [24] 刘明山. 潼关金矿缓倾斜薄矿脉采矿方法探讨[J]. 黄金,1991,12(6):18~23.
- [25] 任新民,李炜. 中国岩金矿山倾斜与缓倾斜薄矿体采矿方法的新进展[J]. 黄金,1995,16(5):17~21.
- [26] 《岩金矿山实用手册》编写组. 岩金矿山实用手册[M]. 北京:中国工人出版社,1990.
- [27] 中国金属学会:黄金学会采矿学术委员会,采矿学会地下采矿学术委员会. 首届全国黄金采矿学术会议论文集[C]. 沈阳:东北工学院出版社,1988.
- [28] 关广岳. 中国金矿床标生地球化学[M]. 沈阳:东北大学出版社,1994.
- [29] 《留矿采矿法全面留矿采矿法专题学术研讨会论文集》编委会. 留矿采矿法全面留矿采矿法专题学术研讨会论文集[C]. 1991.
- [30] 沈元伟,何益民. 全面留矿采矿法采场顶板支护和落矿爆破工艺的研究[J]. 黄金,1994,15(1):19~24.
- [31] 王家齐,胡宝先. 间隔人工间柱全面留矿采矿法在倾斜中厚金矿体的应用[J]. 黄金,1993,14(8):26~28.

- [32] 第二届冶金矿山采矿技术进展报告会议论文集[C]. 1991.
- [33] 刘力,相胜武. 灵湖金矿采矿法试验研究[J]. 黄金,1992,13(10):18~23.
- [34] 许求保. 浅孔留矿采矿法平立交替控制爆破落矿在金厂峪金矿的实践[J]. 黄金,1990,11(9):17~21.
- [35] 刘力,薛安邦,刘怀志. 静态留矿充填水泥锚杆支护采矿法研究[J]. 金属矿山,1994(4):18~22,27.
- [36] 谷元勋. 留村金矿浅孔留矿采矿法的新方案[J]. 有色金属(矿山部分),1991(1):4~5,15.
- [37] 吴克祥. 平度市金矿采矿方法的改进[J]. 黄金,1991,12(1):16~19.
- [38] 姚香,张玉国. 削壁留矿采矿法试验研究[J]. 有色金属(矿山部分),1995(2):15~17.
- [39] 李国增. 急倾斜薄矿脉多矿块连续回采干式充填采矿法[J]. 黄金,1995,16(1):18~21.
- [40] 夏光. 微型铲运机在夹皮沟金矿的应用[J]. 有色金属(矿山部分),1992(2):2~24.
- [41] 周科平,余书勉. 盘区机械化充填采矿法在多层矿体开采中的应用[J]. 黄金,1994,14(4):19~22.
- [42] 王吉清. 控制爆破技术在河东金矿的应用[J]. 山东黄金,1989(2):40~42.
- [43] 吴兆元. 浅谈光面爆破技术[J]. 山东黄金,1991(4):23~25.
- [44] 王建国. 破碎矿体机械化上向进路胶结充填采矿法在我矿的实践[J]. 山东黄金,1993(4):32~35.
- [45] 李宗新. 控制爆破技术在新城金矿的应用[J]. 山东黄金,1991(2):26~29.
- [46] 孟繁谦. 控制爆破在岭南金矿的应用[J]. 山东黄金,1991(2):31~32.
- [47] 包东曙. 湖南省湘西金矿二次回采试验研究[C]//中国黄金总公司,中国黄金学会. 93'北京国际黄金矿山技术研讨会论文集:金矿开采. 北京:万国学术出版社,1993:294~301.
- [48] 李兆平. 不稳固矿体采场顶板联合控顶技术在罗山金矿的应用[J]. 山东黄金,1994(1):37~39.
- [49] 杨锡新. 胶结尾砂浇注隔墙施工方案浅析[J]. 山东黄金,1992(2):39~40.
- [50] 侯大德,邓培蒂,杨长安,等. 倾斜矿房梯段式连续回采上向水平分层尾砂胶结法在蚕庄金矿的应用[J]. 黄金,1993,14(2):27~31.
- [51] 杨钦淮. 焦家金矿机械化上向进路充填采矿法试验研究[J]. 山东黄金,1991(1):38~44.
- [52] 孙双文. 上向进路充填采矿法在焦家金矿的推广应用[J]. 山东黄金,1992(2):36~38.
- [53] 李宗新. 无轨设备人工底柱上向进路胶结充填采矿法的设计与实践[J]. 山东黄金,1991(1):29~32.
- [54] 史永杰. 进路胶结充填采矿法应建立的新概念[J]. 黄金,1992,13(1):15~17.
- [55] 方兆卿,鲍雷法. 诸暨金矿下向分层进路胶结充填采矿法的应用[J]. 黄金,1993,14(11):19~26.
- [56] 国家黄金管理局,中国黄金总公司. 黄金科技成果汇编[C]. 长春:《黄金》编辑部,1991.
- [57] 肖有鼎,李翁然,王元亮. 前河金矿下向分层胶结充填采矿法的试验研究[J]. 金属矿山,1995(1):22~25.
- [58] 谷元勋. 下向分层胶结充填采矿法充填新工艺[J]. 有色金属(矿山部分),1993(6):1~10,5.
- [59] 刘用章. 湘西金矿矿岩分采控制爆破的研究[J]. 有色矿山,1994(5):1~6.
- [60] 周云卿. 薄矿脉机械化水平分层削壁充填采矿法的试验研究[J]. 黄金,1992,13(7):29~30.
- [61] 黄启福,周汉国. 缓倾斜薄矿脉机械化水平分层削壁充填采矿法的试验研究[J]. 黄金,1994,15(1):24~27.
- [62] 陈忠毅. 浅论缓倾斜极薄矿脉机械化水平分层削壁充填采矿法发展方向[J]. 黄金,1992,13(9):13~17.
- [63] 白福林. 极薄矿脉电耙削壁充填采矿法试验实践[J]. 有色矿山,1992(4):11~15.
- [64] 武兆龙. 急倾斜薄矿脉强化开采试验研究[J]. 黄金,1992,13(8):15~20.
- [65] 张耀华,王玉章. 我国岩金矿山采矿科技攻关成效显著[J]. 黄金,1993,14(3):1~5.
- [66] 崔锡武. 中国黄金采矿现状和发展方向[J]. 有色金属(矿山部分),1993(5):13~18.
- [67] 谢宗礼,张海,陈森,等. 后沟金矿试验推广菱形矿房连续崩落采矿法取得成功[J]. 中国矿业,1995,

4(2):46~48.

- [68] 谢贤平. 近十年中国岩金矿山通风技术发展综述[J]. 有色金属设计, 1995(1):5~10.
- [69] 李雨林. 河东金矿多级机站通风系统技术特点简介[J]. 山东黄金, 1991(2):50~53.
- [70] 王建国. 多级机站通风系统在中国矿山的应用[J]. 山东黄金, 1994(1):51~53.
- [71] 韦华南, 郭树林. 辽宁五龙金矿四道沟分矿锚杆-带状矿柱联合护顶壁式全面法试验研究报告[R]. 长春: 长春黄金研究院, 1996.
- [72] 郭树林, 韦华南, 刘格林, 等. 辽宁金凤黄金矿业有限责任公司缓倾斜薄至中厚矿体高效开采技术试验研究[R]. 长春: 长春黄金研究院, 2004.
- [73] 王志学, 王庆军, 郭树林, 等. 不留矿柱的全面采矿法试验研究[R]. 长春: 长春黄金研究院, 2007.
- [74] 陈友东, 唐有德, 姚香. 类框架结构采空区处理新技术的研究与实践[J]. 有色金属(矿山部分), 2002(6):5~9.
- [75] 姚香. 中国岩金矿山采空区处理技术综述[J]. 现代矿业, 2009(4—5):1~4, 1~5.
- [76] 王立君, 葛富英, 王剑波, 等. 盘区上向高分层连续回采充填采矿法试验研究[J]. 黄金, 2002, 23(1):17~21.
- [77] 张燕军, 牟占武, 胡中强, 等. 盘区采场凿岩爆破参数优化试验研究[J]. 黄金, 2001, 22(10):17~21.
- [78] 孙连忠, 刘成平, 李殿辉. 阶段空场与上向分层联合充填采矿法试验与应用[J]. 黄金, 2005, 26(9 增刊):54~57.
- [79] 李凤山, 宋世生. 类框架结构宽进路上向分层胶结充填采矿法试验研究[J]. 黄金, 1998, 19(6):23~26.
- [80] 范永奎, 李文义. 壁式爆力削壁充填采矿法在峪耳崖金矿的应用[J]. 黄金, 2004, 25(3):26~30.
- [81] 金家瑞, 刘格林, 郭树林. 进路分层分条回采崩落采矿法的试验研究[J]. 黄金, 2007, 28(8):24~27.
- [82] 姚香, 郭树林, 王劼, 等. 分段崩落采矿法在岩金矿山的试验与应用[C]//2008年全国采矿技术高峰论坛论文集. 北京:《中国矿业》杂志社, 2008.
- [83] 杨洪新. 低温预冷入风流技术研究与应用[J]. 金属矿山, 2001(1):49~50.
- [84] 邀广斌, 张雨春, 严鹏, 等. 夹皮沟深井通风存在主要问题及关键技术[J]. 现代矿业, 2009(6):110~112.
- [85] 刘健. 河台金矿残矿资源二次开采实践[J]. 黄金, 2003, 24(12 增刊):43~46.
- [86] 尚精华. 金山金矿残矿回采技术总结与展望[R]. 德兴: 江西金山金矿, 2009.
- [87] 董群柱. 联合采矿法在残矿回采中的应用与实践[J]. 黄金, 2004, 25(2):20~22.

第4篇 贵金属选矿

.....

贵金属生产技术实用手册

第1篇	总论
第2篇	贵金属矿床
第3篇	贵金属采矿
● 第4篇	贵金属选矿
第5篇	金银冶金
第6篇	铂族金属冶金
第7篇	尾矿设施
第8篇	矿井提升及选矿机电设备
第9篇	贵金属二次资源的回收与利用
第10篇	贵金属取样与测试
第11篇	黄金工业环境保护
第12篇	贵金属技术经济及案例
第13篇	贵金属化工产品深加工
第14篇	贵金属材料的应用与发展
附录	

概 述

10.1 贵金属选矿

选矿是利用矿物之间物理、化学性质或物理化学性质的差异,有选择地富集一种或几种矿物,进而实现目的矿物与其他矿物的分离。经过 100 多年的发展,选矿学已有重选、磁选、电选、浮选以及化学选矿、微生物选矿等,涉及工艺矿物学、矿物结晶学、力学、流体力学、电学、磁学、化学(包括表面化学、电化学、有机化学和结构化学、物理化学等)和微生物学等多种学科。

人们通常把金、银和铂族金属统称为贵金属,所以贵金属的选矿就分为金、银矿选矿和铂族金属选矿。从含金、银的矿石中分离富集金、银矿物的过程叫金、银选矿。金矿资源通常分为砂金、岩金(脉金)和伴生金三种。在中国已探明的金矿资源中,岩金占 43.2%,砂金占 12.1%,伴生金占 44.2%。砂金属于次生矿床,易于选别,所以,人们在早期主要开采砂金。中国的砂金矿主要分布在黑龙江、四川、陕西、吉林、新疆等省。自 20 世纪 70 年代以来,随着选矿和冶炼技术的发展,大多数产金国开始大规模开采储量较大的岩金,岩金产量成为金的主要来源。岩金占中国黄金产量的 75%,主要分布在山东、河南、河北、吉林、湖南、内蒙、黑龙江等省。伴生金主要赋存于有色金属和铁金属矿床中,尤其在富硫或砷化物的有色金属矿床中。伴生金的品位虽低,但产量还是相当可观的,在中国江西、湖北、安徽、甘肃、辽宁、湖南等多个省市自治区都有分布。

在自然界中,根据矿物中金的结构状态和含金量可分为自然金、含金矿物和载金矿物三大类。在金矿物中,最主要的是自然金,其次是含金矿物。目前,世界上共发现 98 种金矿物,常见有 47 种,具有经济价值的金矿物只有十几种。在中国的金矿床中,自然金主要以 6 种形式存在:

- (1) 以自然金或银金矿物充填于其他矿物的裂隙或空隙中,如自然金在黄铁矿、白钨矿中呈细脉状充填、在石英中呈隙间充填、在玉髓状石英中呈海绵状充填等;
- (2) 以交代方式或固溶体被其他矿物所包裹,如自然金以固溶体方式被毒砂包裹或呈细粒状被包裹在黄铜矿和方解石中;
- (3) 呈显微分散球粒状包裹体,如自然金呈小球状及链球状显微包裹体散布于辉锑矿中;
- (4) 呈显微粒状边缘吸附,如在伊利石破碎晶体边缘吸附有微粒状金粒;
- (5) 呈环带状,如在石英脉中的自然金与绢云母及褐铁矿呈环带状分布;
- (6) 呈网格状,如含金硫化物氧化后被褐铁矿所包裹呈网格状分布。

中国目前开采的金矿床大致有:石英脉型金矿床,包括单脉和复脉带;破碎带饰变岩型

金矿床;斑岩型金矿床;砂金矿床;伴生金矿床。此外,铁帽型金矿床、砾岩型金矿床、微细浸染型金矿床等在中国也有发现,但规模不大。

在自然界中银主要以自然银、金银互化物和各种银的化合物存在。银矿石分为独立银矿和伴生银矿,单一银矿床比较少,只有10%的银产自以银为主的矿床。独立银矿石的品位变化较大,一般为300 g/t。银矿石处理方法以浮选为主,氰化次之。其余90%的银矿物多以细粒至微细粒包裹体形态存在于其他金属硫化物中。常见的共生矿物有方铅矿、黄铁矿、黄铜矿和闪锌矿等。所以,银矿物的选矿是伴随着金矿和其他有色金属矿选矿的发展而得到发展。

人们起初认识铂族金属是作为银的杂质而被称为不受欢迎的成分。随着铂族金属各种优良性能的发现和应用,铂族金属越来越受到人们的重视。铂族金属的选矿富集是获得该类金属的主要手段。铂族金属选矿就是从含铂族金属的矿石中分离富集铂族金属的过程,铂族金属在地壳中的含量比金、银的含量更加分散,独立的铂族金属矿床很少,这就给铂族金属的开采和选矿带来了困难。提取铂族金属的主要矿物有自然铂、自然铱铑矿、砷铂矿、硫铂矿、锑钨矿、硫钨矿等。铂族金属矿也分为原生矿床和砂矿床两类。原生矿床又分为以铂族金属为主的岩铂矿床和赋存于超基性岩的含铜镍矿床两种。前者如南非的梅伦斯基矿层、UG-2矿层,美国的静水杂岩等属于脉铂矿,而前苏联的诺尔里斯克、加拿大的萨德伯里和中国的金川则属于后一种。针对铂族金属矿床的特点,铂族金属的选矿主要是采用重选、浮选、磁选等几种方法。

贵金属选矿的方法很多,但在实际生产中,常用的主要有重选、浮选、化学方法和微生物处理等或几种方法的组合,有时候也用到磁选。

贵金属矿石的加工处理一般包括:(1) 矿石准备作业,破碎、筛分、预选(包括手选和拣选)、磨矿分级等;(2) 选冶工艺的选择,在重选、磁选、混汞、浮选、堆浸、氰化、炭浆、硫脲等各种工艺对比中选择合适的流程;(3) 选矿产品的处理,包括脱水、干燥等;(4) 冶炼。

10.2 贵金属选矿的问题和展望

矿产资源是一次性资源,不可能再生,随着人们大量的开采利用,蕴藏量不断减少,尤其是随着对贵金属的需求日益增长,人们对贵金属的开采利用热情更是与日俱增,资源日渐减少与人们需求的矛盾就将越来越突出。这就要求选矿工作者要一方面积极探索新的技术来处理越来越贫的矿石,甚至向海洋等更深的资源寻求增长点,另一方面,要积极寻求简单可行的方法开发利用二次资源。

选矿厂是个高能耗的产业。传统的破碎、磨矿需要消耗大量的能源,对于要处理越来越贫、越来越细、越来越复杂的贵金属矿石选矿厂,如果不采取节能措施,能源消耗将越来越高。除此之外,随着环境保护的要求越来越严,高能耗、高污染的设备必将被淘汰,选矿工作者需要积极研发能耗低、无污染或少污染的设备及工艺应用到贵金属选矿行业。

深入研究选矿理论,揭示选矿过程的未知现象,为探索新工艺、研发新药剂、研制新设备服务,同时,要加大选矿过程的优化控制,减少盲目性。

破碎与筛分

11.1 破碎

11.1.1 概述

破碎就是用外力使大块物料碎裂为小块的过程。其目的是为后续作业提供适合工艺粒度要求的原料。几乎所有的选矿方法都需要将矿石进行破碎,粒度较大的矿石不能进行分选。因为粒度较大矿石中目的矿物与脉石没有解离,而粒度太细的目的矿物又难以用物理选矿方法进行分离,因此须对粒度较大的矿石进行适当的破碎,使目的矿物与其他脉石矿物得到单体解离,然后利用选矿方法将目的矿物与脉石矿物进行有效分离。

11.1.1.1 影响因素及破碎方式

破碎是一个复杂的过程,影响破碎的因素有很多,主要有:物料的抗力强度、硬度、韧性、形状、尺寸、湿度、温度、密度、均质性以及外部条件的相互作用(外力作用的方式和大小)等。

破碎的方式有机械破碎和非机械破碎两种。机械破碎有挤压破碎、冲击破碎、研磨破碎、劈裂破碎、弯曲破碎;非机械破碎有爆破破碎、水力破碎、超声破碎、热裂破碎、高频电磁波破碎、水电效应破碎等。无论采用哪种破碎方式,矿石在受到外力作用时总是沿着其最脆弱面产生应力集中而发生破碎。原有的破碎面消失,又产生新的小的破碎面,随着物料粒度的减少,损伤相对减少,物料变得更加坚固,更不容易破碎。

11.1.1.2 矿石的可碎性

矿石的机械强度和矿石的可碎性是影响破碎流程的主要因素。矿石的机械强度是矿石的固有性质,表现为矿石对外力的抵抗力的大小。在破碎矿石时,破碎机械要受到矿石的阻力,破碎设备所施加的破碎力必须大于这个阻力才可将它破碎。所以,常用矿石的可碎性来表示破碎不同性质的矿石时所表现的难易程度。矿石的可碎性反映矿石被破碎的难易程度,它决定了矿石的机械强度。同一破碎机械,在同一条件下处理坚硬矿石与处理软矿石相比较,生产率和功率消耗都是不一样的。人们通常用可碎性系数反映矿石的可碎性强弱,选矿上通常用如下公式来表示矿石的可碎性系数:

可碎性系数 = 破碎设备在同样条件下破碎指定矿石的生产率 / 破碎设备破碎中硬矿石的生产率

通常用石英代表中等硬度的矿石,它的可碎性系数为 1,硬矿石的强度大,可碎性系数小于 1,软矿石可碎性系数大于 1。中国黄金矿山中分布较多的低硫石英脉矿石的可碎性系数就接近 1。

11.1.2 破碎结果的评价

11.1.2.1 破碎能耗

破碎在整个选矿厂的能量消耗中占有很大的比例,一般用破碎1 t矿石所消耗的电能来表示破碎能耗($\text{kW} \cdot \text{h}/\text{t}$)。影响破碎能耗的因素主要有物料的性质、破碎比和设备类型。在选矿厂,一般把破碎与磨矿一起综合考虑能源消耗。目前,可以采取的节能办法主要有:降低采矿爆破粒度,减轻破碎设备负荷;实现破碎回路的优化控制;合理分配破碎比;改造旧设备,研制、使用新型高效节能设备,尤其是超细碎设备;应用多碎少磨工艺,降低整个破碎磨矿作业的能耗。

11.1.2.2 破碎效率

破碎效率是评价破碎机和破碎流程工艺性能的数量指标,它可以指导确定破碎工艺参数、选择最佳工作制度、改进破碎机的结构参数及其设计、决定新技术的应用。一般以每消耗1 $\text{kW} \cdot \text{h}$ 能量(E)所破碎的产品吨数(Q)表示,破碎效率:

$$\phi = \frac{Q}{E} \quad (11-1)$$

式中 ϕ ——破碎效率, $\text{t}/(\text{kW} \cdot \text{h})$;

Q ——破碎产品质量, t ;

E ——破碎消耗能量, $\text{kW} \cdot \text{h}$ 。

也可用 $W = \frac{Q}{E}$ 评价破碎机和破碎流程的工作效率。这类评价方法叫比能耗法,即不考虑原矿和产品的粒度、不考虑被破碎物料的性质。所以,在比较两台破碎机效率时,需要同一种物料在相同的粒度范围内进行,破碎不同物料时要进行修正。

11.2 筛分

11.2.1 概述

将颗粒大小不同的混合物料,通过单层或多层筛子而分成若干个不同粒度级别的过程叫筛分,多用于0~300 mm物料的粒度分级。筛分工艺广泛应用于矿山、建材、化工、医药、粮食和食品加工行业。在贵金属矿山,筛分的目的是为了及时将合格的产品从破碎回路中分离出来,满足后续作业的需要。筛分在选矿厂的应用有5种情况:

- (1) 准备筛分,将松散物料按粒度大小分为若干级别,分别送入下一步作业。
- (2) 最终筛分,将物料分为符合要求的各种级别,便于使用。
- (3) 选择筛分,当物料中有用成分在各粒级中的分布有明显差别时,可以通过筛分将有用成分进行富集,丢弃含有用矿物很少的粒级。
- (4) 脱水或脱泥筛分。在处理含水量较高和粉矿较高的矿石时,潮湿的粉矿会堵塞破碎机的破碎腔,并显著降低破碎机的生产能力,采用筛分可以脱除一部分泥质和水分。
- (5) 预先筛分和检查筛分。根据筛分作业相对于破碎机的位置,将筛分分为预先筛分和检查筛分。预先筛分是在矿石进入该破碎段之前预先筛出合格的粒级,避免过粉碎,同时可以减少进入破碎机的矿量,提高破碎机的生产能力。预先筛分的应用主要根据矿石中细

级(小于该破碎机排矿口宽度的粒度)的含量来决定。细粒级含量高,采用预先筛分有利。研究证明,技术上和经济上采用预先筛分有利的矿石,其中细粒级的极限含量与破碎机的破碎比有关,二者关系见表 11-1。

表 11-1 采用预先筛分有利矿石的粒级含量极限值与破碎比的关系

破 碎 比	2.0	3.0	4.0	5.0	6.0	7.0
采用预先筛分有利矿石的细粒级极限含量/%	28	26	21	17	15	14
原矿粒度特性为直线时的细粒级的含量/%	50	33	25	20	16.7	14.2

当原矿粒度特性为直线时(见图 11-1),在各种破碎比的条件下,其中细粒级的含量均超过了上述极限值(即有利于采用预先筛分的级限量)。

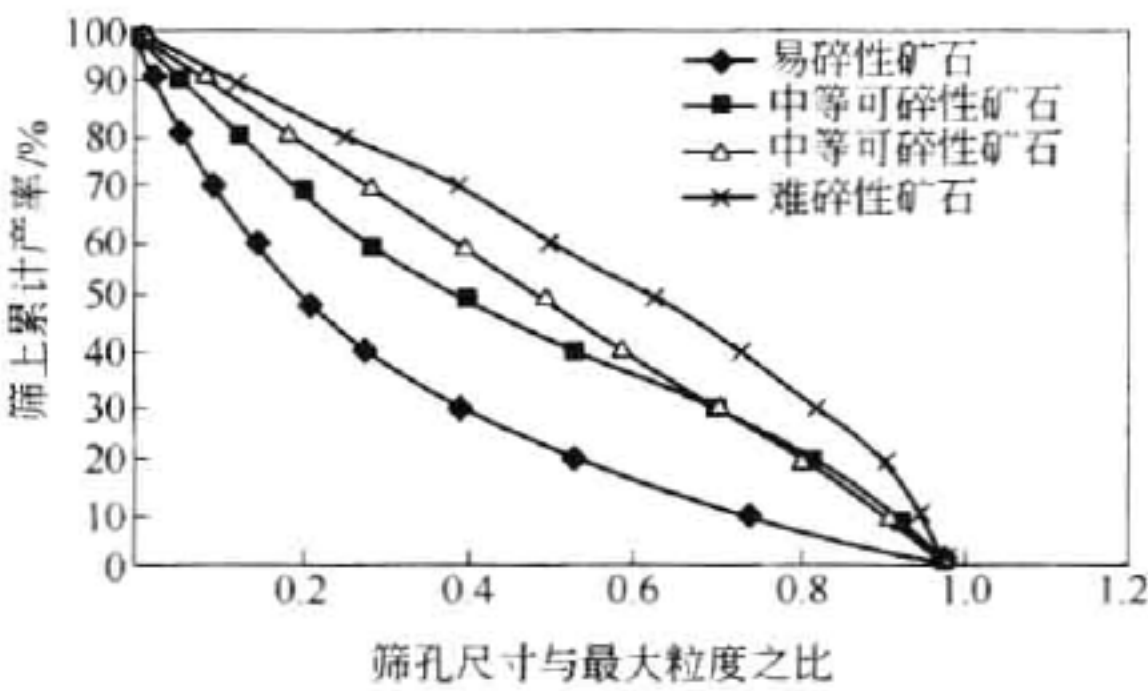


图 11-1 原矿粒度特性曲线

由此可知,当原矿粒度特性曲线为直线时,不管破碎比多大,采取预先筛分总是有利的。多数情况下,原矿的粒度特性曲线呈凹形,破碎前采用预先筛分在经济上都是合算的。但由于采用预先筛分需要增加厂房高度,当粗碎机的生产能力有富裕,或采用直接挤满给矿时,可不设预先筛分。

第二破碎段及第三破碎段给矿中的细粒级含量,主要取决于前一段破碎机的排矿的粒度特性。根据实际测定,各种粗碎破碎机和中碎破碎机的产品粒度曲线大多数为凹形,见图 11-2 ~ 图 11-6,也就是细粒占多数,故第二破碎段和第三破碎段采用预先筛分也都是必要的。只有当选择的中碎机生产能力有富裕时,才可考虑中碎前不用预先筛分。

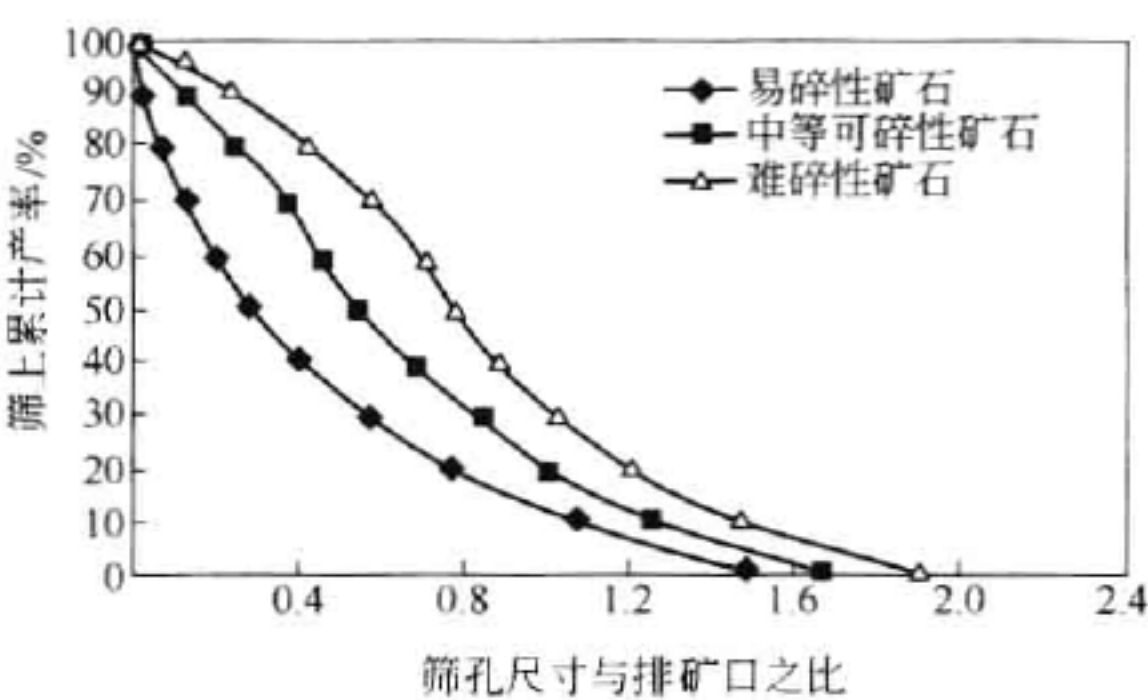


图 11-2 颚式破碎机破碎产品粒度特性曲线

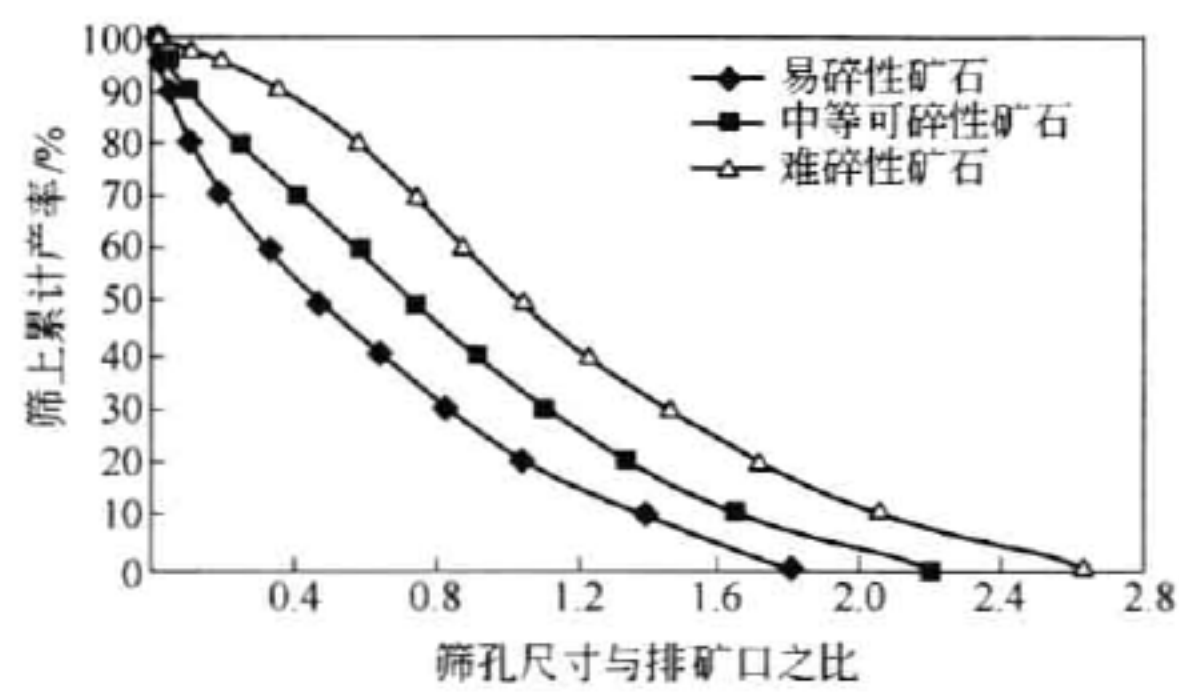


图 11-3 标准型圆锥破碎机破碎产品粒度特性曲线

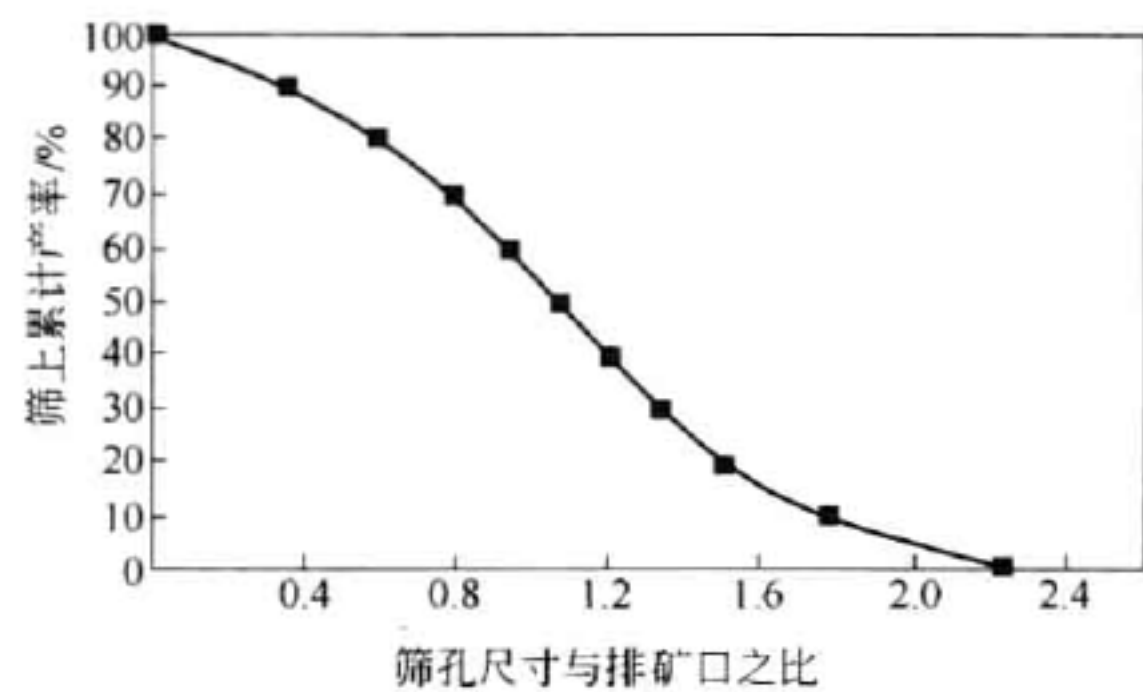


图 11-4 中型圆锥破碎机闭路产品粒度特性曲线

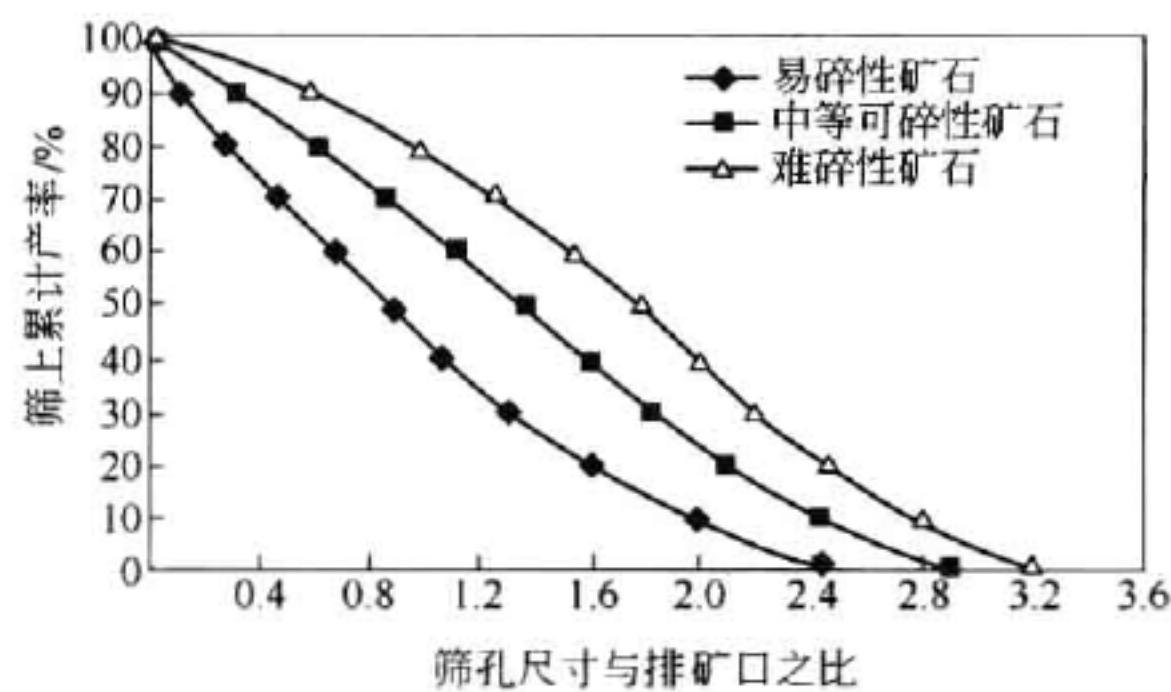


图 11-5 短头圆锥破碎机开路破碎产品粒度特性曲线

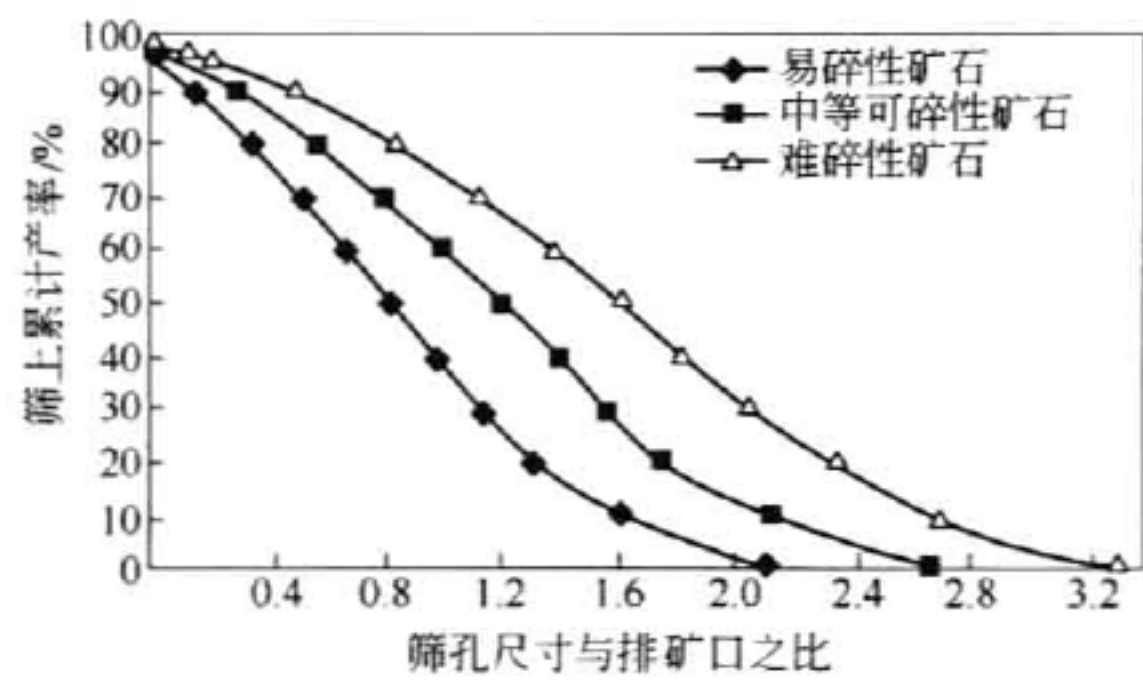


图 11-6 短头圆锥破碎机闭路破碎产品粒度特性曲线

检查筛分的目的是为了控制破碎产品粒度,并利于充分发挥破碎机的生产能力。因为各种破碎机的破碎产物中,都存在一部分大于排矿口宽度的粗粒级,如短头圆锥破碎机在破碎中等可破碎性矿石时,产物中大于排矿口宽度的粒级含量达 60%,最大粒度为排矿口的 2.2~2.7 倍,在破碎难碎性矿石时则更多。各种破碎机破碎产物中粗粒级(大于排矿口尺寸)含量 β 和最大相对粒度 Z (最大颗粒与排矿口尺寸之比)见表 11-2。

表 11-2 各种破碎产物中的粗粒级含量和最大相对粒度

矿石可碎性等级	破碎机型号							
	旋回破碎机		颚式破碎机		标准圆锥破碎机		短头圆锥破碎机	
	$\beta / \%$	Z	$\beta / \%$	Z	$\beta / \%$	Z	$\beta / \%$	Z
难碎性矿石	35	1.65	38	1.75	53	2.4	75	2.9~3.0
中等可碎性矿石	20	1.45	25	1.60	35	1.9	60	2.2~2.7
易碎性矿石	12	1.25	13	1.40	22	1.6	38	1.8~2.2

采用检查筛分后,使不合格的粒级返回破碎机,可以改善破碎机的生产能力。但采用检查筛分,会增加设备投资,并使破碎车间的设备配置复杂化,故一般只在最末一个破碎段采用检查筛分。检查筛分前的破碎设备与检查筛分构成闭路循环。

预先筛分在各破碎段均是必要的;检查筛分一般只在最末一个破碎段采用;破碎段数通常为 2~3 段。

11.2.2 影响筛分的因素及筛分效率

11.2.2.1 影响筛分的因素

从筛分的过程可以看出,筛分过程可以分为两个阶段:易于穿过筛孔的颗粒及不能穿过筛孔的颗粒所组成的物料层到达筛面;易于穿过筛孔的颗粒透过筛孔。要使这两个阶段能够顺利实现,物料在筛面上应该具有适当的运动,一方面使筛面上的物料处于松散状态,物料层产生离析,大颗粒在上层,小颗粒在下层,容易达到筛面并透过筛孔;另一方面物料和筛子的运动都促使堵在筛孔上的颗粒脱离筛面,让应该穿过筛面的颗粒透过筛孔。在实际中,与筛孔尺寸相近的颗粒很难通过筛面下层的大颗粒物料间隙,也很难透过筛孔,所以,人们把接近筛孔尺寸的颗粒称为难筛粒子;大于筛孔尺寸而小于筛孔尺寸 1.5 倍的颗粒被称为阻碍颗粒。原料中所含的难筛粒子和阻碍颗粒越少,筛分效率就越高。此外,影响筛分效率的因素还有:物料的湿度、筛面的倾角、颗粒沿筛面运动的速度、筛分时间和筛子的负荷(筛上料层厚度)等。

11.2.2.2 筛分方法

筛分方法就是用筛子将物料按颗粒大小进行分离的方法。筛面上料层的厚度直接影响筛分效率,而筛面上料层的厚度与筛子的结构和运动参数有关。根据筛分时筛面上料层的厚度与物料在筛面上的分离方式不同,筛分方法就不同。常用的筛分方法有普通筛分法、薄层筛分法、概率筛分法、等厚度筛分法和概率厚度筛分法等。

A 普通筛分法

普通筛分法是一种传统的方法,在普通振动筛中完成。料层厚度一般为筛孔尺寸的 3~6 倍,筛面层数为 1~2 层,物料颗粒透筛是按筛孔大小顺序进行,筛上料层厚度也是递减的。该法物料透筛较缓慢,筛分效率较低,但设备简单,适应性强,应用广泛。

B 概率筛分法

概率筛分法是按照概率论完成物料筛分的全过程。该方法的特点是采用多层筛面

(3~6层),筛面具有较大的安装倾角($25^{\circ} \sim 60^{\circ}$),筛分速度快,物料在筛孔中停留时间较短,单位面积的处理能量较大,筛孔不易堵塞,筛面磨损较轻,但筛分精度不高,筛下产品中往往含有少量粗粒,不能得到较高的筛分效率,通常只适宜用作近似筛分作业。

C 薄层筛分法

薄层筛分法是采用筛面直接激振的振动筛,在物料层很薄的情况下完成筛分作业的方法。其特点是料层厚度仅为筛孔尺寸的1~2倍,筛面为单层或双层,物料运动速度较高,为 $0.5 \sim 1 \text{ m/s}$,給料宽度与筛面宽度基本相同,筛面以高振幅、小振幅激振,筛面倾角一般为 $25^{\circ} \sim 45^{\circ}$ 。该法要求有较好的給料和布料设备,以保证给料的连续性和均匀性,适宜细料和超细料的筛分。

D 等厚度筛分法

等厚度筛分法也叫分层筛分法。该法采用筛面分段、各段振动特性不同的振动筛,使用大的筛分抛掷指数或大倾角,使給料端料层的加速度加大,料层变薄,小颗粒加速向下沉降,很快分层,以提高小颗粒与筛面接触的概率,增加透筛能力(约为筛面实际透筛能力的80%)。无论給料中大于筛孔的颗粒比率大小,在筛分过程中,筛面上料层的厚度始终能保持不变或递减,该法能成倍地提高处理能力。

11.2.2.3 筛分效率

筛分效率就是筛下物料的质量与入筛物料中粒度小于筛孔的物料质量之比,用“%”表示。它是衡量筛分作业优劣的重要指标。检测时一般取入筛物料中、筛下物料中、筛上物料中各小于筛孔尺寸的那部分物料质量分数(α, β, θ),按如下公式计算筛分效率 $E(\%)$:

$$E = \frac{\beta(\alpha - \theta)}{\alpha(\beta - \theta)} \times 100\% \quad (11-2)$$

用全部小于筛孔的物料来计算筛分效率,称为总筛分效率;只对某个级别进行计算的筛分效率,称为部分筛分效率。

11.3 破碎筛分流程的选择

破碎筛分流程的选择实际上就是如何合理地确定破碎段数、工艺结构及破碎与筛分的配置问题。

11.3.1 破碎段

由于目前还没有一种设备能一次把矿山开采出来的巨大矿石破碎到可以入选分离的程度,所以要进行分段破碎。在选矿厂,一般把破碎过程中,物料粒度减少的次数叫破碎段。破碎段是破碎流程最基本的单元。破碎段的构成形式有:单一破碎作业,预先筛分—破碎作业,破碎—检查筛分作业,预先筛分—破碎—检查筛分作业。破碎段数的选择服从于碎矿的基本目的,即供给磨矿作业最合理的给矿粒度;使粗粒嵌布的矿物初步单体解离,便于用粗粒级的分选方法;对无需分选的物料,破碎到一定粒度后直接出售。因此,破碎段数是由原矿中最大块矿石的粒度与最终破碎产品中最大块矿石的粒度决定的,即破碎段数的多少与总破碎比有关。

11.3.2 破碎比

破碎比就是原物料粒度与破碎产物粒度的比值。它表示经过破碎后,原物料粒度减少

的倍数。破碎比的计算方法有以下几种：

(1) 用物料在破碎前的最大粒度与破碎后的最大粒度的比值来确定,即:

$$i = \frac{D_{\max}}{d_{\max}} \quad (11-3)$$

式中 i ——破碎比;

D_{\max}, d_{\max} ——分别表示破碎前物料的最大块直径和破碎后物料的最大块直径。

原矿的最大粒度与矿山采矿方法、矿山规模、装运设施等因素有关。破碎最终产品的粒度与选厂规模、矿石性质、矿石含水量、磨矿作业细度及破碎磨矿的能耗成本等因素相关。一般可由筛上累计质量百分率曲线找出,曲线中与5%或20%相对应的粒度,即最大块的直径,它也是矿料的95%或80%能通过的正方形筛孔的宽度。矿山生产经验表明,物料中的最大块约占5%或20%。中国常用最大块直径来计算破碎机的给矿口宽度。

(2) 用破碎机给矿口的有效宽度和排矿口宽度的比值来确定:

$$i = \frac{0.85B}{S} \quad (11-4)$$

式中 B ——破碎机给矿口的宽度,mm;

S ——破碎机排矿口的宽度,mm。

实际上,式11-4中的 $0.85B$ 就是破碎机给矿口的有效宽度。对于粗碎机,排矿口取最大宽度,对中、细碎机,取最小宽度。这种算法在生产中很实用,因为生产上不可能经常对大批矿料做筛分分析,但只要知道破碎机的给矿口和排矿口的宽度,就可以估算出破碎比,近似了解破碎机所担负的任务。

(3) 用平均粒度来确定:

$$i = \frac{D_{\text{av.}}}{d_{\text{av.}}} \quad (11-5)$$

式中 $D_{\text{av.}}$ ——破碎前物料的平均直径,mm;

$d_{\text{av.}}$ ——破碎后物料的平均直径,mm。

破碎前后的物料都是由若干粒级组成的统计群体,只有平均直径才能代表它们,用这种破碎比能比较真实地反应破碎程度。但实际生产中,准确计算一批矿物颗粒的平均值几乎是不可能的,所以,该种计算破碎比的方法只在理论研究中采用。

现代的采矿方法采出的矿石块度都很大,特别是露天开采的最大矿块可达1200 mm,甚至达1500 mm,而入选粒度一般都很细,通常在0.1 mm以下。目前,所用的破碎机和球磨机,只能在一定的破碎比范围内有效地工作。通常把适合各种粒度的破碎机和球磨机进行串联,构成破碎和磨矿流程,来保证所需的磨矿细度。在流程中,每台破碎设备只完成整个破碎过程的一部分任务,形成破碎阶段。整个破碎比叫总破碎比,各阶段的破碎比叫分破碎比,总破碎比等于各分段破碎比之积。目前,国内贵金属矿山开采出来的原矿最大粒度一般在300~600 mm,贵金属选矿厂破碎的最终产品最大粒度在10~25 mm。从300~600 mm破碎到10~25 mm,总破碎比的变化范围为:

$$i_{\max} = \frac{D_{\max}}{d_{\max}} = \frac{600}{10} = 60 \quad (11-6)$$

$$i_{\min} = \frac{D_{\min}}{d_{\min}} = \frac{300}{10} = 30 \quad (11-7)$$

式中: i ——总破碎比;
 D ——原矿最大粒度,mm;
 d ——破碎最终产品的最大粒度,mm;
总破碎比就等于各段破碎的破碎比相乘,即 $i_{总} = i_1 \cdot i_2 \cdot \cdots \cdot i_n$ 。

各种破碎机的破碎比见表 11-3。从中不难看出,各段破碎比的数值取决于破碎机的型式、破碎流程的类型以及矿石的硬度。即使最小的破碎比,用一段破碎流程也不能完成破碎所要求的最终产品粒度。而对于最大破碎比来说,一般只需三段破碎就能满足要求。

表 11-3 各种破碎机破碎比的范围

破碎机型式	破 碎 流 程	破 碎 比
颚式破碎机	开 路	3 ~ 5
细碎颚式破碎机	开 路	5 ~ 8
标准圆锥破碎机	开 路	3 ~ 5
标准圆锥破碎机	闭 路	4 ~ 8
短头圆锥破碎机	开 路	3 ~ 6
短头圆锥破碎机	闭 路	4 ~ 8
对辊破碎机	闭 路	8 ~ 18

11.3.3 常用碎矿筛分流程

11.3.3.1 一段碎矿流程

一般大型选矿厂为自磨机、半自磨机供矿时,常用一段破碎。小型选矿厂采出矿石粒度较细时,可用一段破碎流程处理氧化矿石,甚至原生矿石。氧化程度高的贵金属矿石采用堆浸、池浸法回收工艺时,也常采用一段破碎流程。

11.3.3.2 两段碎矿流程

两段碎矿流程有两段开路 and 两段一闭路两种流程,见图 11-7。

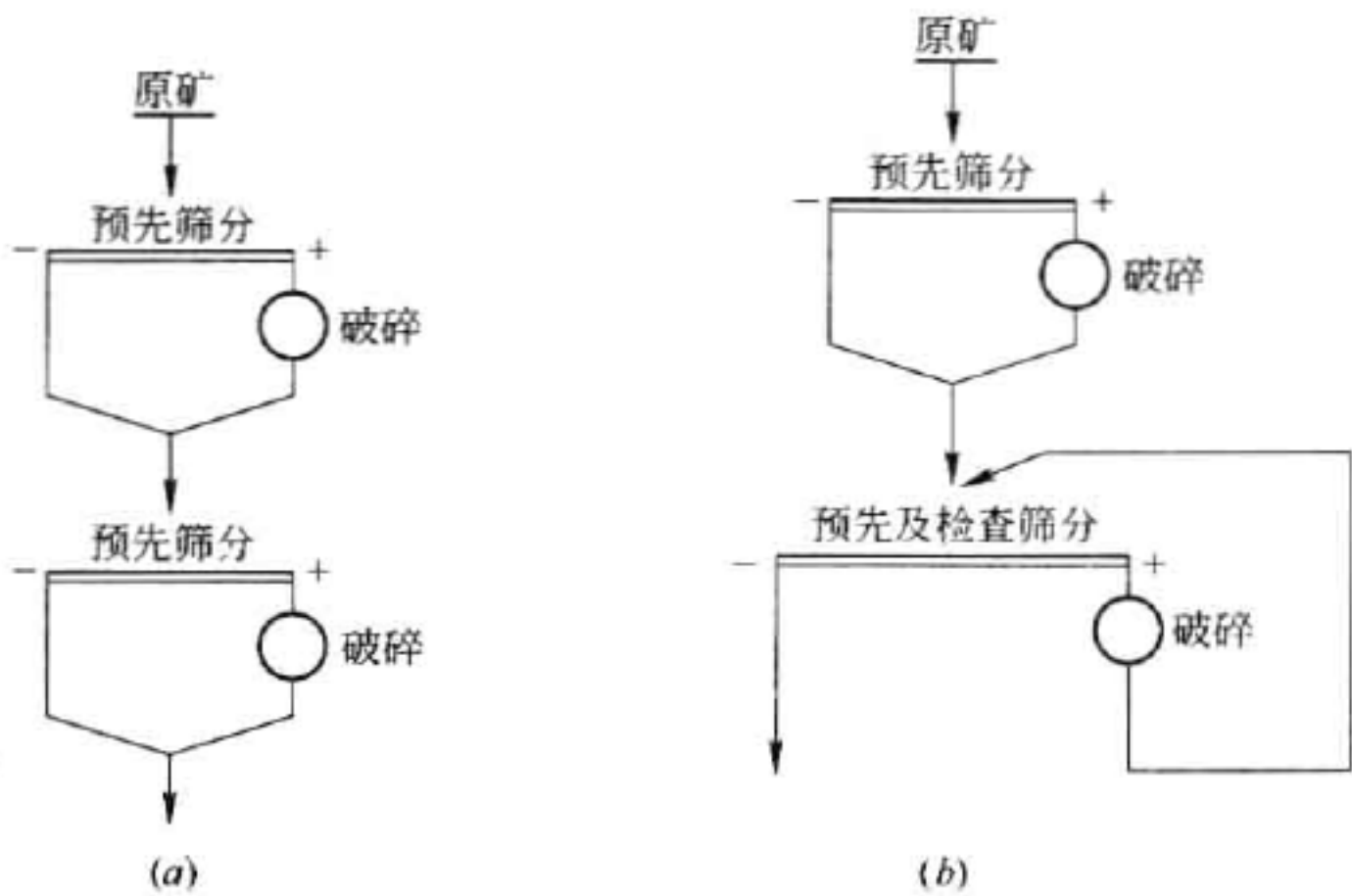


图 11-7 常用两段碎矿流程
(a) 两段开路破碎流程;(b) 两段一闭路破碎流程

第一段预先筛分常用条形筛,且预先筛分可不设。

两段开路碎矿流程所得的破碎产物粒度粗,一般只应用于小型选矿厂或工业性试验厂。小型选矿厂处理氧化矿石、井下开采粒度不大的原矿石,并且在第二段采用破碎比相对大的破碎机时,可采用两段一闭路流程。采用预先筛分的破碎流程,可以降低物料含水带来的设备堵塞,减少设备的负荷率。

11.3.3.3 三段碎矿流程

三段碎矿流程的基本形式有:三段开路破碎流程(见图 11-8),与三段一闭路破碎流程(见图 11-9)。

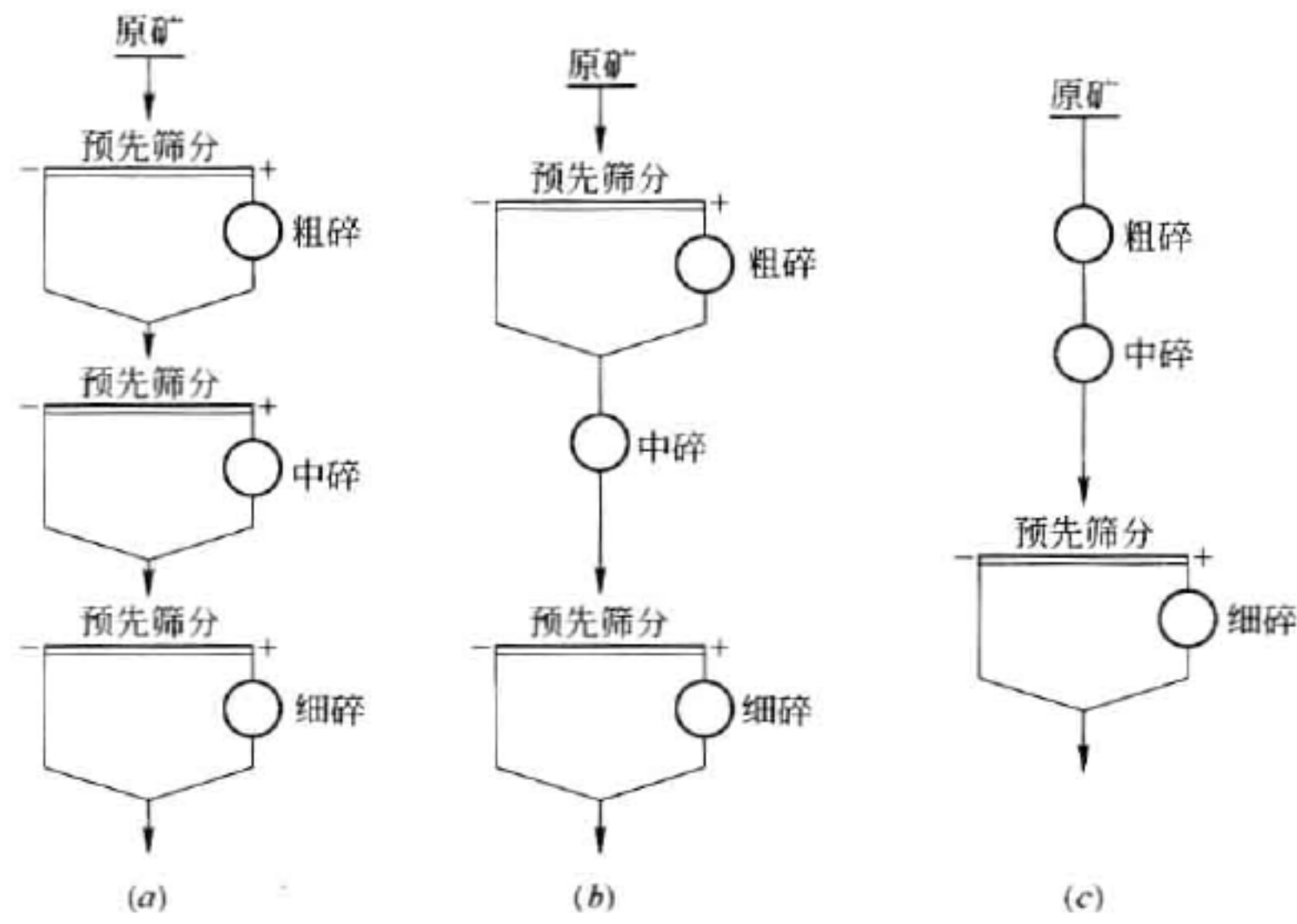


图 11-8 三段开路碎矿流程
(a) ,(b) ,(c) 三段开路破碎流程

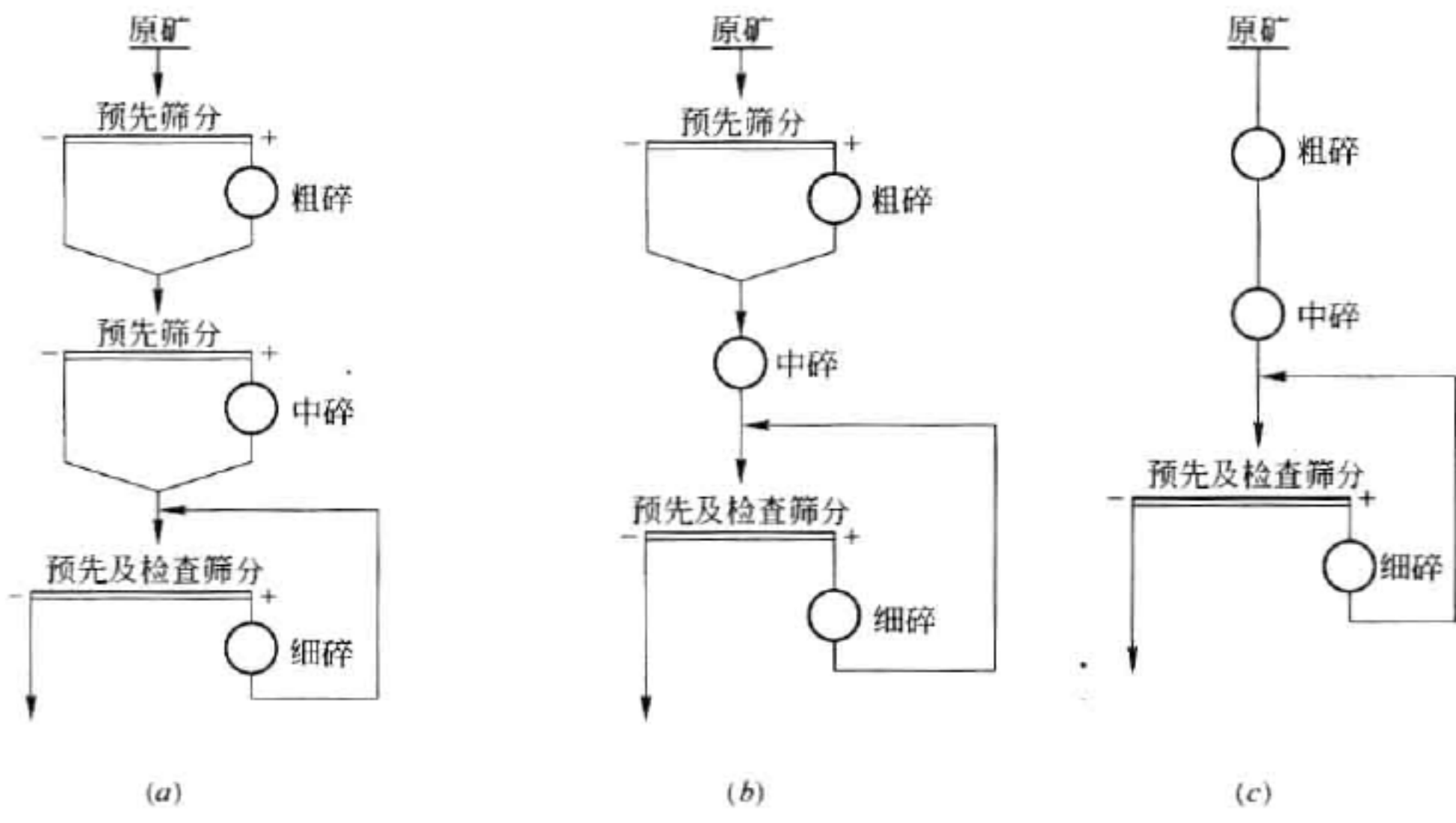


图 11-9 三段闭路碎矿流程
(a) ,(b) ,(c) 三段一闭路破碎流程

三段开路碎矿流程与三段一闭路流程相比,所得破碎产物粒度相对较粗,但其可简化破碎车间的设备配置高度,节省基建投资,因此,当磨矿的给矿粒度要求不严、处理含水分较高的泥质矿石等情况下,不易使筛网和破碎腔堵塞,可以采用此流程。

三段一闭路碎矿流程,只要原矿含泥不高,不同规模的选矿厂都可以采用。该破碎流程的特点是处理矿石粒度范围大,破碎最终产品粒度小。但由于设备及基建投资高,流程复杂,常用于大、中型选矿厂。根据生产实践,采用多碎少磨(增加破碎段破碎比,降低磨矿作业给矿粒度),可降低碎磨作业总的生产电耗。

典型的三段破碎流程设备联系见图 11-10。

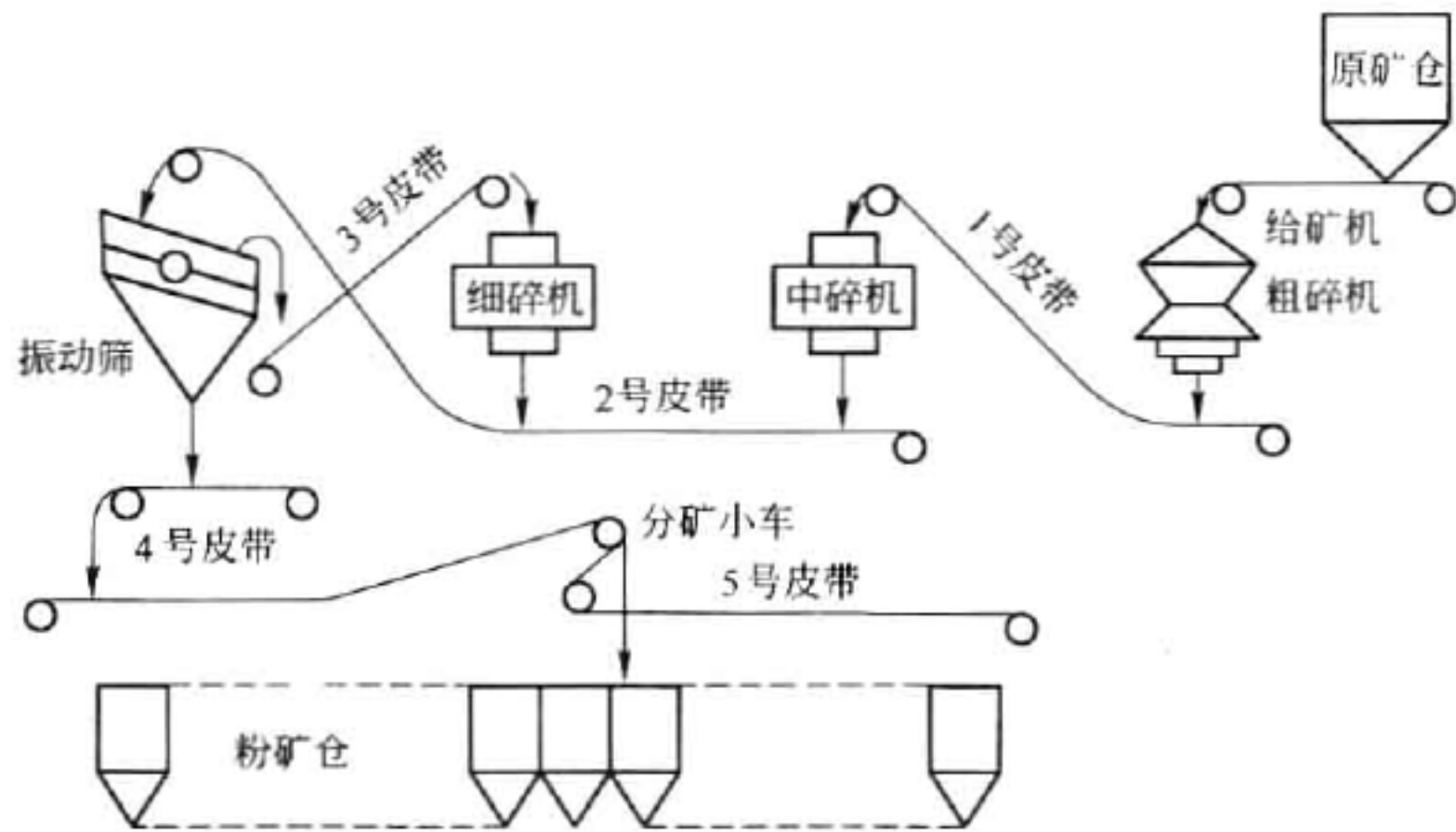


图 11-10 典型的三段破碎流程设备联系图

11.3.3.4 含洗矿作业的碎矿流程

当原矿石含泥(-3 mm)量超过 $5\% \sim 10\%$ 和含水量大于 $5\% \sim 8\%$ 时,细粒级就会黏结成团,恶化碎矿过程的生产条件,如造成破碎机的破碎腔和筛分设备的筛孔堵塞,发生设备事故,储运设备出现堵和漏的现象,严重时使生产无法进行。在这种情况下,应在碎矿流程

中增加洗矿设施,不仅能充分发挥设备潜力,使生产正常进行,而且可以改善劳动强度,提高有价金属的回收率。洗矿作业一般设在粗碎以后,根据原矿粒度、含水量及洗矿设备的结构等因素而定。常用的洗矿设备有洗矿筛(格筛、振动筛、圆筒筛)、槽式洗矿机、圆筒洗矿机等。洗矿后的细砂,有的需要碎矿,有的为合格粒级直接去磨矿。洗出的细泥,如品位接近尾矿品位,则可废弃;如细泥品位具有回收价值,则需进行选别。

由于原矿性质不同,洗矿的方式和细泥的处理方式不同,因而洗矿碎矿流程不同。如某贵金属矿床,矿石含泥 $6\% \sim 11\%$,含水 8% 左右,其采用的洗矿碎矿流程见图 11-11。

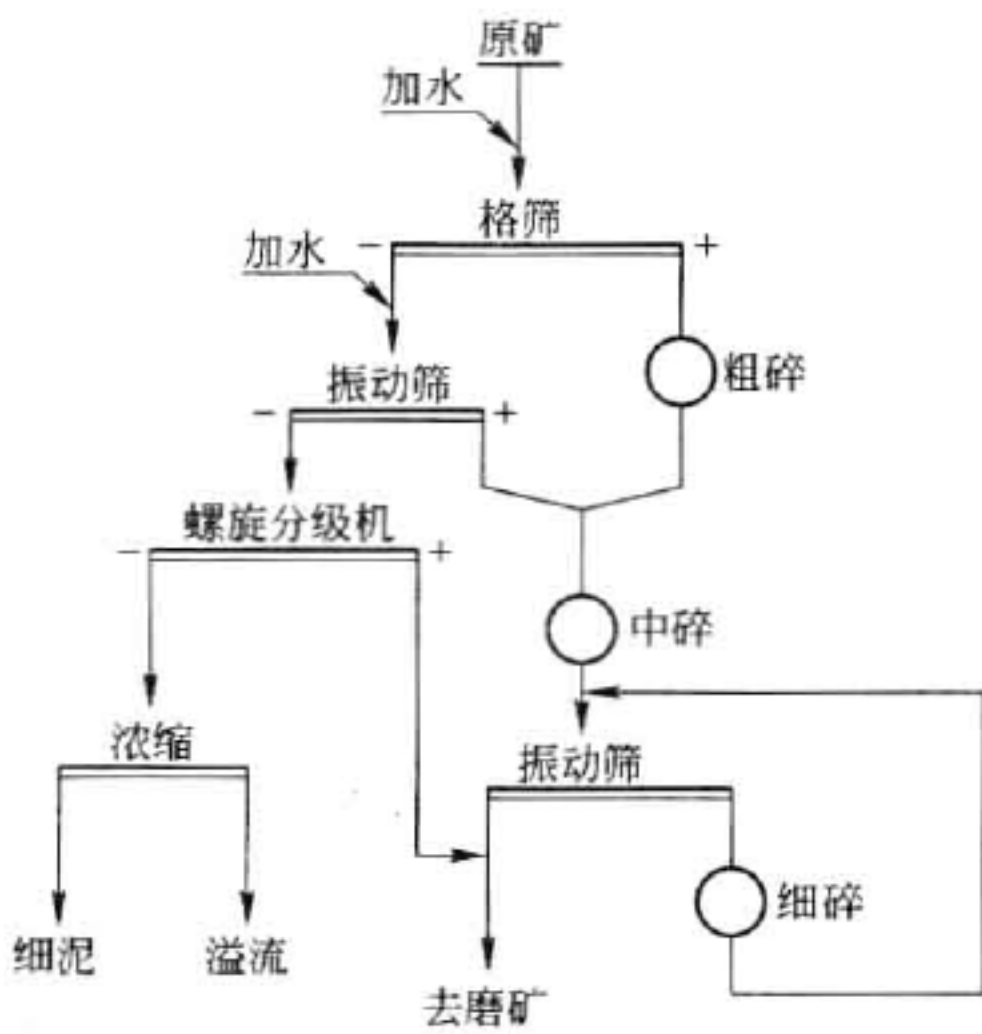

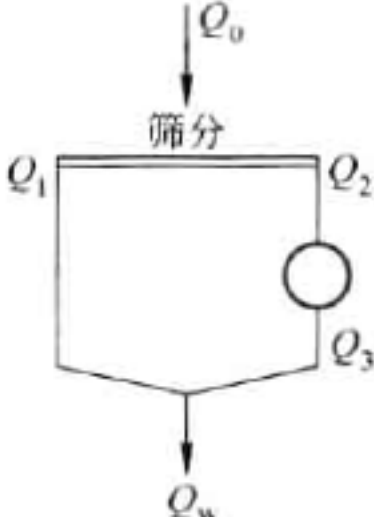
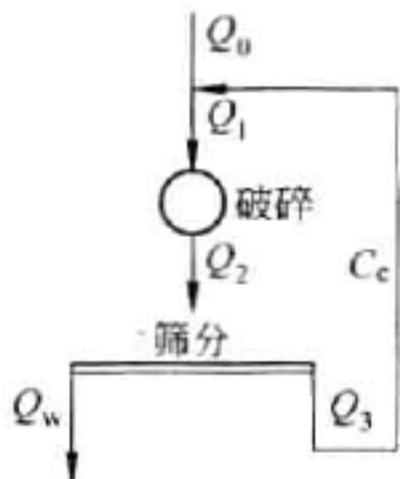
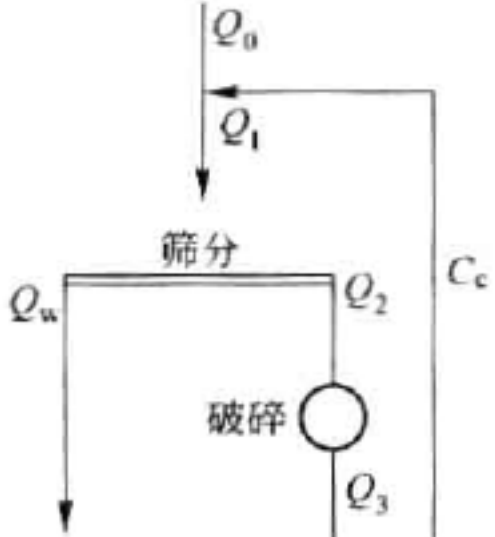
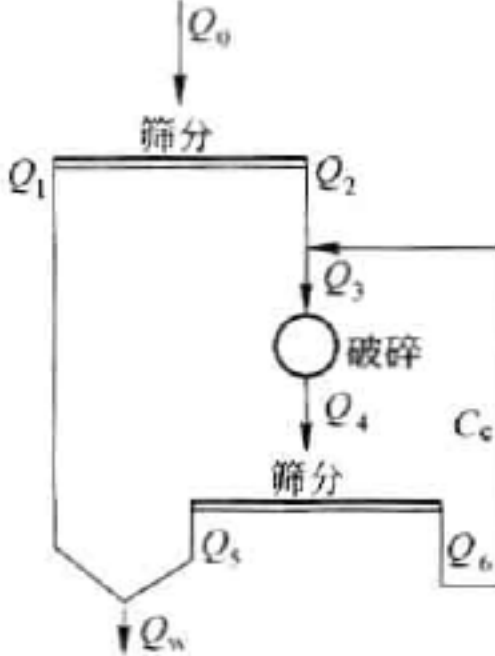


图 11-11 含洗矿作业的破碎流程

11.3.4 破碎、筛分流程的基本类型与计算

破碎筛分流程计算的目的是,为了确定各个破碎产物的产量和产率,并以此作为选择破碎、筛分和辅助设备的依据。几种常见的破碎流程及其计算公式见表 11-4。

表 11-4 破碎流程的基本类型及计算公式

流程类型	流程图	计算公式	适用条件
没有筛分的开路破碎单元流程		$Q_0 = Q_w$	选矿厂规模较小;后续作业设备能力有富裕
有预先筛分的开路破碎单元流程		$Q_1 = Q_0 \beta_0 E$ $Q_2 = Q_0 (1 - \beta_0 E)$	原矿中细粒级含量较多、需要防止过粉碎;后续作业粒度要求不严格,后续设备能力有富裕
有检查筛分的闭路破碎单元流程 (组合 I)		$Q_w = Q_2 \beta_2 E$ $Q_2 = \frac{Q_0}{\beta_2 E}$ $Q_3 = Q_0 \frac{1 - \beta_2 E}{\beta_2 E}$ $C_c = \frac{Q_3}{Q_0} = \frac{1 - \beta_2 E}{\beta_2 E} 100\%$	破碎产品的最终粒度需要控制
预先及检查筛分合一的闭路破碎单元流程 (组合 II)		$Q_w = (Q_0 \beta_0 + Q_3 \beta_3) E$ $Q_3 = Q_0 \frac{1 - \beta_0 E}{\beta_3 E}$ $C_c = \frac{Q_3}{Q_1} = \frac{1 - \beta_0 E}{\beta_3 E} 100\%$	物料合格粒度含量较多;破碎产品粒度需要控制
预先及检查筛分分开的破碎单元流程		$Q_1 = Q_0 \beta_0 E$ $Q_2 = Q_0 / (1 - \beta_0 E)$ $Q_4 = Q_0 \frac{1 - \beta_0 E}{\beta_4 E}$ $Q_6 = Q_0 \frac{(1 - \beta_0 E) (1 - \beta_4 E)}{\beta_4 E}$ $C_c = \frac{Q_6}{Q_2} = \frac{1 - \beta_4 E}{\beta_4 E} 100\%$	原矿中细粒级含量较多或含泥较多;破碎产品需要进行粒度控制;产品容易过粉碎

注: Q_0 为原矿量, t/h ; Q_1, Q_2, \dots, Q_w 为各产物的质量, t ; $\beta_0, \beta_1, \dots, \beta_n$ 为原矿及各产物中小于筛孔的级别含量, %; E 为筛分效率, %; C_c 为破碎机的循环负荷, %。

11.4 破碎设备

11.4.1 破碎设备的选择

破碎机是将大块物料变成小块物料的设备,它是工业生产中广泛使用的一种设备,根据工作原理、技术特性和结构,破碎机可以分为摆动式破碎机(颚式破碎机等)、旋摆式破碎机(旋回破碎机、圆锥破碎机、双腔旋转破碎机等)、辊压式破碎机(对辊破碎机、高压辊破碎机等)和冲击作用破碎机(锤式破碎机、反击式破碎机、笼形破碎机)等几种类型。在进行破碎机选型时,应该使设备的主要施力方式与物料性质相适应,即要考虑所处理矿石的物理性质(密度、硬度、黏性、黏土含量、水分、给矿最大粒度等)、处理量、破碎产品粒度以及设备配置等。所选用的破碎设备必须满足破碎产品粒度、设计处理量和适应给矿中最大矿块的要求。

11.4.2 粗碎设备的选择

贵金属选矿厂的粗碎设备,一般采用颚式破碎机,也有使用旋回破碎机的选矿厂。

颚式破碎机的优点:构造简单,质量小,价格比较低廉,便于维修和运输,外形高度小,需厂房高差小;在工艺方面,工作可靠,排矿口调节方便,破碎潮湿矿石及含黏土较多的矿石时不易堵塞。其缺点有:衬板易磨损,处理量低于旋回破碎机,破碎产品粒度不均匀,需要配置给矿设备。颚式破碎机应用范围广,大、中、小型选矿厂都可以选用。颚式破碎机的破碎比一般为4~6,入料最大块尺寸一般不大于破碎机给矿口宽度的0.8~0.85倍。

旋回破碎机是一种破碎能力较高的粗碎设备,主要用于大、中型选矿厂破碎各种硬度的矿石。与颚式破碎机相比,其优点有:电耗低,能连续破碎矿石,处理量大,在同样给矿口与排矿口的条件下,旋回破碎机处理量为颚式破碎机的2.5~3倍;破碎腔内衬板磨损分布均匀;当给矿条件比较合适时,可以“挤满给矿”不需要给矿设备;破碎比一般为4~7,最大给料尺寸为给料口的0.85倍。其缺点有:设备构造复杂;机身重,安装要求有坚固的基础;机体高,厂房高度需增加。

11.4.3 中、细碎设备的选择

破碎硬及中硬矿石,一般选用圆锥破碎机,在规模较小的贵金属选矿厂也有选用颚式破碎机。中碎设备一般选用标准型圆锥破碎机;细碎设备选用短头圆锥破碎机;处理特硬矿石,可选用超重型圆锥破碎机。中小型选矿厂采用两段破碎时,第二段可选用中型圆锥破碎机;易碎性物料,且处理量较小的选矿厂,可采用对辊破碎机、反击式或锤式破碎机。

圆锥式破碎机,特别是液压圆锥破碎机破碎力大,质量小,粒度均匀,外形尺寸小,价格便宜,处理量大,破碎比大,容易实现过铁保护和排矿口自动调节。圆锥破碎机的缺点是破碎产品中小于设定排料口尺寸的产率只有30%~35%,仅适于中、细碎作业。其摆频不够高,而偏心摆幅又很大,虽然冲击力较大,但产品粒度难以进一步降低。另外,圆锥破碎机排料口的调节是靠旋动支承固定锥的调节环的梯形螺纹,不方便,可靠性差,特别是液压系统和动锥支撑结构的制造比较复杂。

圆锥破碎机是推行“多碎少磨”的关键设备。最近几十年,许多厂家都在积极研发高效节能设备。如某品牌的颚式破碎机,体积小、产量高、橡胶减振垫块安装、振动小、运行平稳、

坚固耐用,适合坚硬矿石的破碎。所以那些占地面积小,破碎效率高,破碎比大,生产成本低,安装方便的设备就容易被大、中型矿山采用,这些设备在降低破碎成本方面取得了很好的经济效益。

对辊破碎机适于破碎脆性物料或避免过粉碎的物料。其优点是构造简单、容易制造。缺点是滚筒易磨损,处理量低。

反击式破碎机或锤式破碎机适用于破碎中硬矿石,特别是易碎性物料。其优点是体积小,构造简单,破碎比大,电能耗量低,处理量大,产品粒度均匀,而且具有选择性破碎作用。缺点是板锤和反击板容易磨损,需要经常更换,噪声大。反击式破碎机或锤式破碎机在贵金属大型矿山应用较少,一般应用于小型矿山氧化矿石的堆浸或池浸厂。

11.4.4 破碎设备处理量的计算

破碎设备处理量与被破碎物料的物理性质(可碎性、密度、解理、湿度、粒度组成等),破碎机的类型、规格及性能,以及工艺要求(破碎比、开路或闭路破碎、给矿均匀性及产品粒度)等因素有关。在设备选择时,多采用经验公式进行概略计算,并根据实际条件及类似厂矿生产数据加以校正。

11.4.4.1 开路破碎时颚式、旋回、圆锥破碎机处理量的计算

$$Q = K_1 K_2 K_3 K_4 Q_s \quad (11-8)$$

$$Q_s = q_0 e \quad (11-9)$$

$$K_2 = \delta_0 / 1.6 \approx \rho_0 / 2.7 \quad (11-10)$$

式中 Q ——在设计条件下破碎机的处理量, t/h ;

Q_s ——标准条件下(中硬矿石、松散密度 $1.6 t/m^3$)开路破碎时的处理量, t/h ;

q_0 ——颚式、旋回、圆锥破碎机单位排矿口宽度的处理量(见表 11-5 ~ 表 11-9), $t/(mm \cdot h)$;

e ——破碎机排矿口宽度, mm ;

K_1 ——矿石可碎性系数(见表 11-10);

K_2 ——矿石密度修正系数;

δ_0 ——矿石密度, t/m^3 ;

ρ_0 ——矿石松散密度, t/m^3 ;

K_3 ——给矿粒度或破碎比修正系数(见表 11-11 和表 11-12);

K_4 ——矿石水分修正系数(见表 11-13)。

11.4.4.2 闭路破碎时颚式、旋回、圆锥破碎机处理量的计算

在闭路破碎时,破碎机的处理量,按闭路通过的矿量计算,计算公式如下:

$$Q_c = K_c Q_s K_1 K_2 K_3 K_4 \quad (11-11)$$

式中 Q_c ——闭路破碎时破碎机的处理量, t/h ;

K_c ——闭路时平均给矿粒度变细的系数,中型或短头圆锥破碎机在闭路时,一般取 1.15 ~ 1.4(硬矿石取小值、软矿石取大值);

Q_s, K_1, K_2, K_3, K_4 同式 11-8。

单缸液压圆锥破碎机处理量见表 11-14。

表 11-5 颚式破碎机 q_0 值

破碎机规格/mm	250 × 400	400 × 600	600 × 900	900 × 1200	1200 × 1500	1500 × 2100
$q_0/t \cdot mm^{-1} \cdot h^{-1}$	0.40	0.65	0.95 ~ 1.0	1.25 ~ 1.30	1.90	2.70

表 11-6 旋回破碎机 q_0 值

破碎机规格/mm	500/75	700/130	900/160	1200/180	1500/180	1500/300
$q_0/t \cdot mm^{-1} \cdot h^{-1}$	0.40	0.65	0.95 ~ 1.0	1.25 ~ 1.30	1.90	2.70

表 11-7 开路破碎时标准、中型圆锥破碎机 q_0 值

破碎机规格/mm	φ600	φ900	φ1200	φ1750	φ2200
$q_0/t \cdot mm^{-1} \cdot h^{-1}$	1.0	2.5	4.0 ~ 4.5	8.0 ~ 9.0	14.0 ~ 15.0

表 11-8 开路破碎时短头圆锥破碎机 q_0 值

破碎机规格/mm	φ900	φ1200	φ1650	φ1750	φ2200
$q_0/t \cdot mm^{-1} \cdot h^{-1}$	4.0	6.5		14.0	24

表 11-9 开路破碎时单缸液压圆锥破碎机 q_0 值

破碎机规格/mm		φ900	φ1200	φ1750	φ2200
$q_0/t \cdot mm^{-1} \cdot h^{-1}$	标准型	2.52	4.60	8.15	16.0
	中型	2.76	5.40	9.60	20.0
	短头型	4.25	6.70	14.0	25.0

表 11-10 矿石可碎性系数 K_1 值

矿石性质	极限抗压强度/MPa(kgf/cm ²)	普氏硬度	K_1 值
硬	156.9 ~ 196.1(1600 ~ 2000)	16 ~ 20	0.9 ~ 0.95
中硬	78.45 ~ 156.9(800 ~ 1600)	8 ~ 16	1.0
软	< 78.45(< 800)	< 8	1.1 ~ 1.2

表 11-11 粗碎设备的给矿粒度修正系数 K_3 值

给矿最大粒度 D_{max} 和给矿口宽度 B 之比	0.85	0.70	0.60	0.50	0.40	0.30
K_3	1.00	1.04	1.07	1.11	1.06	1.23

表 11-12 中碎与细碎圆锥破碎机修正系数 K_3 值

标准或中型圆锥破碎机		短头圆锥破碎机	
e/B	K_3	e/B	K_3
0.60	0.90 ~ 0.98	0.40	0.90 ~ 0.94
0.55	0.92 ~ 1.00	0.25	1.00 ~ 1.05
0.40	0.96 ~ 1.06	0.15	1.06 ~ 1.12
0.35	1.00 ~ 1.10	0.075	1.14 ~ 1.20

注：1. e 为在开路破碎时上段破碎机排矿口宽， B 为本段中碎或细碎圆锥破碎机给矿口宽；
2. 在闭路破碎时， e/B 指闭路破碎机排矿口与给矿口宽度之比；
3. 设有预先筛分时 K_3 取小值，不设预先筛分时取大值。

表 11-13 矿石水分修正系数 K_4 值

矿石中水分含量/%	4	5	6	7	8	9	10	11
K_4	1.0	1.0	0.95	0.90	0.85	0.80	0.75	0.65

注：矿石中除含水外，还要有成球的粉矿时才能引用 K_4 值。

11.4.4.3 颚式、旋回、圆锥破碎机处理量的其他计算方法

颚式、旋回、圆锥破碎机的处理量也可根据产品目录的处理量用下式计算：

$$Q = Q_0 K_1 K_2 K_3 K_4 \tag{11-12}$$

式中 Q ——开路时破碎机的处理量, t/h;
 Q_0 ——产品样本中,破碎机破碎标准矿石(中硬、松散密度 1.6 t/m³)的处理量(见表 11-14), t/h;
 K_1 ——矿石硬度(可碎性)修正系数(见表 11-15);
 K_2 ——矿石密度修正系数(见式 11-10);
 K_3 ——给矿粒度修正系数(见表 11-15);
 K_4 ——矿石水分修正系数(见表 11-13)。

表 11-15 矿石硬度及给矿粒度修正系数

矿石硬度修正系数 K_1										
软 矿 石		中硬矿石				硬 矿 石			特硬矿石	
10	11	12	13	14	15	16	17	18	19	20
1.2	1.15	1.10	1.05	1.0	0.95	0.90	0.85	0.80	0.75	0.70
给矿粒度修正系数 K_3										
最大矿块与给矿口之比(d_{\max}/B)		0.3	0.4	0.5	0.6	0.7	0.85			
K_3		1.5	1.4	1.3	1.2	1.1	1.0			

11.4.4.4 光面对辊破碎机处理量的计算

光面对辊破碎机处理量计算公式：

$$Q = 60\pi\mu DnLe\delta_0 \tag{11-13}$$

式中 Q ——对辊破碎机的处理量, t/h;
 μ ——破碎机排矿口的充满系数, $\mu = 0.2 \sim 0.4$, 破碎粗硬矿石取大值, 反之取小值;
 D ——破碎机滚筒直径, m;
 n ——破碎机滚筒转速, r/min;
 L ——破碎机滚筒长度, m;
 e ——破碎机滚筒之间的排矿口宽度, m;
 δ_0 ——破碎矿石的松散密度, t/m³。

选择光面对辊破碎机时,滚筒啮角有很大意义,一般按下式计算：

$$\cos\alpha/2 = (D + e)/(D + d) \tag{11-14}$$

式中 α ——啮角, (°);
 D ——滚筒直径, mm;
 d ——最大给矿粒度, mm;
 e ——滚筒之间的排矿口宽度, mm。

根据啮角条件,为了不使破碎物料抛出,使破碎机能有效的工作,所选用破碎机滚筒直径应大于最大给矿矿石直径的 22 ~ 25 倍。

11.4.4.5 反击式破碎机处理量的计算

反击式破碎机处理量计算公式:

$$Q = 60KC(h + a)bDn\delta_0 \quad (11-15)$$

或

$$Q = 3600\mu vLa\delta_0 \quad (11-16)$$

式中 Q ——反击式破碎机处理量, t/h ;

K ——理论处理量与实际处理量的修正系数,一般取 $K = 0.1$;

C ——转子上板锤数目;

b ——板锤宽度, m ;

h ——板锤高度, m ;

μ ——矿石充满系数, $\mu = 0.2 \sim 0.7$;

n ——转子的转速, r/min ;

D ——转子的直径, m ;

L ——转子的长度, m ;

a ——反击板与板锤之间的间隙, mm ;

δ_0 ——矿石的松散密度, t/m^3 ;

v ——打击板锤的线速度, m/s 。

反击式破碎机的转子圆周速度适用范围是 $12 \sim 70 \text{ m/s}$,一般常用的是 $15 \sim 45 \text{ m/s}$ 。转子直径根据给矿中最大粒度选取:

$$D \geq 1.25d_{\max} + 200 \quad (11-17)$$

式中 D ——反击式破碎机转子直径, mm ;

d_{\max} ——最大给矿粒度, mm 。

11.4.4.6 锤式破碎机处理量的计算

锤式破碎机的处理量按下式计算:

$$Q = 60bLCd\mu mn\delta_0 \quad (11-18)$$

式中 Q ——锤式破碎机的处理量, t/h ;

b ——格筛的缝隙宽度, m ;

L ——算条筛格的长度, m ;

C ——排矿算条的缝隙个数;

d ——排矿粒度, m ;

μ ——充满给矿与排料不均匀系数,一般取 $0.015 \sim 0.07$,小型破碎机取小值,大型破碎机取大值;

m ——转子圆周方向的锤子排数,一般 $m = 3 \sim 6$;

n ——转子转速, r/min ;

δ_0 ——矿石的松散密度, t/m^3 。

理论计算较麻烦,一般多采用经验公式计算。当破碎中硬物料和破碎比为 $15 \sim 20$ 时,可用下式计算:

$$Q = (30 \sim 45)DL\delta_0 \quad (11-19)$$

式中 Q ——锤式破碎机的处理量, t/h ;

D ——按转子外缘计的转子直径, m ;

L ——转子长度, m;

δ_0 ——矿石的松散密度, t/m^3 。

11.4.4.7 破碎机台数的选择

设计需要的破碎机台数计算:

$$n = Q_d / Q \quad (11-20)$$

式中 n ——设计需要的破碎机台数;

Q_d ——破碎作业的设计矿量, 闭路破碎时, 按通过闭路破碎机的设计矿量计, t/h ;

Q ——选用的破碎机单台处理量, t/h 。

计算出设计需要的破碎机台数后, 将小数进位取整数, 选择破碎机。

11.4.5 主要破碎设备

主要破碎设备见表 11-16 ~ 表 11-21。

11.5 筛分设备

11.5.1 筛分设备的分类

按筛面工作时的状态可以把筛分设备分为固定筛和运动筛两大类。筛分设备主要类型、用途和结构特点见表 11-22, 选矿厂常用振动筛结构作用原理及用途分类见表 11-23。固定筛由筛面和筛体(筛框)组成; 运动筛除有筛面和筛体外, 还有驱动装置; 振动筛还要安装减震装置。筛面是筛子的基本部件, 一般情况下, 筛面是平的, 也有弧形、筒形、锥形。筛孔的形状有圆形、方形和条缝形, 圆形筛孔的尺寸以其直径表示, 方形筛孔以其边长表示, 条形孔的尺寸以其宽度表示。各种筛面的孔型见表 11-24。筛分设备的主要作用为: 在选矿厂, 配合破碎作业进行预先筛分和检查筛分、选别作业的准备筛分; 用于脱水、脱泥和脱介质等辅助作业。

常用筛分设备的主要类型有: 振动筛、固定筛、滚轴筛、圆筒筛、弧形筛和细筛等。

惯性振动筛有单层、双层、座式、吊式。其振动器安装在筛轴上, 随着筛箱上、下振动, 皮带轮中心线也在运动, 造成皮带时紧时松, 电机工作不稳定。惯性振动筛仅适用于处理中、细粒物料, 要求给矿均匀。

自定中心振动筛的优点是结构简单、容易制造, 操作调整方便, 筛面震动激烈, 物料不易堵塞筛孔, 筛分效率高(90% ~ 95%)。缺点是筛子的振幅随给矿量的波动有明显的变化, 致使筛分效率不稳定; 筛子在启动和停车过程中, 对建筑物有影响。自定中心振动筛适用范围广, 在国内大、中型选矿厂的中、细粒物料的筛分应用较多。

重型振动筛结构坚固, 能承受较大的冲击负荷, 适用于筛分大块、密度大的矿石。该机可替代易堵塞的棒条筛, 作为中碎前的预先筛分设备, 也可作为含泥多的大块矿石的洗矿设备。

圆振动筛有轻型、重型、座式和吊式, 工作面积 $4 \sim 14 m^2$ 。其结构新颖、强度高、振动参数合理、耐疲劳、寿命长、维修简单、噪声小、筛分效率高。

表 11-16 国产颚式破碎机的主要技术性能

类型	型号及规格	主要技术参数							
		给矿口宽度× 长度/mm×mm	最大给矿 粒度/mm	排矿口调整 范围/mm	生产能力 /t·h ⁻¹	主轴转速 /r·min ⁻¹	电机功率/kW	电机电压/V	设备质量/t
复摆	PE 150×250	250×150	125	10~40	1~3	300	5.5	380	1.10
	PE 200×350	350×200	160	10~50	2~5	285	7.5	380	1.60
	PE 250×400	400×250	210	20~80	5~20	300	17	380	2.50
	PE 400×600	600×400	320	40~100	25~64	260	30	380	6.30
	PE 600×900	900×600	500	75~200	56~192	250	75	380	16.08
	PE 900×1200	1200×900	750	115~155	180 m ³ /h	225	110	380	44.13
复摆 (细碎)	PEX 150×750	750×150	120	10~40	8~35	300	15	380	3.50
	PEX 250×600	600×250	210	10~40	7~22		22	380	5.23
	PEX 250×750	750×250	210	15~50	13~35		30	380	6.01
	PEX 250×1200	1200×250	210	20~50	40~85	300	60	380	13.22
简摆	PJ 900×1200	1200×900	750	100~180	180~270	180	110	380	55.36
	PJ 1200×1500	1500×1200	1000	110~190	310 m ³ /h	160	160	6000	110.38
	PJ 1500×2100	2100×1500	1300	135~225	550 m ³ /h	120	250	6000	187.66

表 11-17 国产旋回破碎机的主要技术性能

类型	型号及规格	主要技术参数							
		给矿口宽度/mm	最大给矿 粒度/mm	排矿口调整 范围/mm	生产能力 /t·h ⁻¹	动锥转速 /r·min ⁻¹	电机功率/kW	电机电压/V	设备质量/t
普通	PX 500/75	500	400	75	170		130	380	43.50
	PX 900/150	900	750	150	500		180	380	143.60

续表 11-17

类型	型号及规格	主要技术参数							
		给矿口宽度/mm	最大给矿粒度/mm	排矿口调整范围/mm	生产能力/t·h ⁻¹	动锥转速/r·min ⁻¹	电机功率/kW	电机电压/V	设备质量/t
液 压 重 型	PXZ 500/60	500	420	60 ~ 70	140 ~ 170	1200	130	380	44.1
	PXZ 700/70	700	580	100 ~ 130	310 ~ 400	140	155/145	380/3000	91.9
	PXZ 900/90	900	750	90	380 ~ 510		210	380	141
	PXZ 900/130	900	750	130 ~ 160	625 ~ 770	125	210	380	141
	PXZ 900/170	900	750	170 ~ 190	815 ~ 910	125	210	380	141
	PXZ 1200/160	1200	1000	160 ~ 190	1250 ~ 1480	110	310	6000	228.2
	PXZ 1200/210	1200	1000	210 ~ 230	1640 ~ 1800	110	310	6000	228.2
	PXZ 1400/170	1400	1200	170 ~ 200	1750 ~ 2060	105	430/440	3000/6000	314.5
	PXZ 1600/180	1600	1350	180 ~ 210	2400 ~ 2800	100	620/700	3000/6000	481
	PXZ 1600/230	1600	1350	230 ~ 250	2800 ~ 2950	100	620/700	3000/6000	481
液 压 轻 型	PXQ 700/100	700	580	100 ~ 120	200 ~ 240	160	130	380	45
	PXQ 900/130	900	750	130 ~ 150	350 ~ 400	140	145/155	3000/380	87
	PXQ 1200/150	1200	1000	150 ~ 170	600 ~ 680	125	210	380	145

表 11-18 国产圆锥破碎机的主要技术性能

类型	型号及规格	主要技术参数							
		给矿口宽度 /mm	最大给矿粒度 /mm	排矿口调整范围 /mm	生产能力 /t·h ⁻¹	动锥转速 /r·min ⁻¹	电机功率/kW	电机电压/V	设备质量/t
单缸液压 标准	PYY 900/135	135	115	15 ~ 40	40 ~ 100		55	380	9.34
	PYY 1200/190	190	160	20 ~ 45	90 ~ 200		95	380	19.33
	PYY 1650/285	285	240	25 ~ 50	210 ~ 425		155	380	37.82
	PYY 2200/350	350	300	30 ~ 60	450 ~ 900		280	6000	74.5

表 11-19 双辊式破碎机主要技术性能

类型	型号及规格	最大给矿粒度 /mm	排料粒度 /mm	处理量 /t·h ⁻¹	辊子转速 /r·min ⁻¹	电机功率/kW	电压/V	设备质量 (不包括电机)/t
双光辊	2PG-300 φ300×300	20	0~6.5		60	2.2	380	0.54
	2PG-400 φ400×400	20~32	2~8	5~10	200	11	380	1.30
	2PG-600 φ600×400	36~78	2~9	4~15	120	2×11	380	2.55
	2PG-750 φ750×500	40	2	3.3	50	30	380	9.16
双齿滚	2PGC-450 φ450×500	200	0~100	20~55	64	8/11	380	3.77
	2PGC-600 φ600×750	600	0~125	60~125	50	20/22	380	6.71
	2PGC-900 φ900×900	800	0~125	125~180	37.5	30	380	13.27
沟槽	2PGC-1830 φ1830×915	360	50	550	50	65	380	84.65

表 11-20 反击式破碎机主要技术性能

类型	型号及规格	进料口长×宽 /mm×mm	最大给矿粒度 /mm	排料粒度 /mm	处理量 /t·h ⁻¹	辊子转速 /r·min ⁻¹	电机功率/kW	电压/V	设备质量/t
单转子	PF-54 φ500×400	430×300	100	20~0	4~10	960	7.5	380	1.35
	PF-107 φ1000×700	670×400	250	30~0	15~30	680	37	380	5.54
	PF-1210 φ1200×1000	1020×530	250	50~0	40~80	475	95	380	15.25
	PF-1416 φ1400×1600	1660×1080				545	155	380	35.47
	PF-1614 φ1600×1400	1400×980				228/326/456	155	380	35.63
双转子	2PG-1212 φ1250×1250	1320×1000	850	20	80~150	565/765	130/155	380/380	58.0
	2PG-1416 φ1400×1600	1660×1020				545	2×155	380	54.1
	2PG-1820 φ1800×2000	2070×1040				438	2×280	380	83.0

表 11-21 锤式破碎机主要技术性能

类型	型号及规格	进料口长×宽 /mm×mm	最大给矿粒度 /mm	排料粒度 /mm	处理量 /t·h ⁻¹	辊子转速 /r·min ⁻¹	锤头数量 /只	电机功率 /kW	电压/V	设备质量/t
可逆式	PC-41 φ400×175	270×145	50	3~0	0.5(煤)	960	16	5.5	380	0.4
	PC-64 φ600×400	450×295	50	13~0	8~10	1000	20	17	380	1.21
	PC-86 φ800×600	570×350	200	10~0	18~24	970	36	55	380	2.5
	PC-108 φ1000×800	580×850	200	13~0	30~90	975	48	55	380	5.35

表 11-22 筛分设备主要类型、用途和结构特点

主要特征		类 型	结 构	用 途	运动方式 和速度	优缺点	备 注
固定筛	格筛	固定格型孔, 棒条重载筛面	常规型 概率型	方形格孔, 可水平倾斜安置; 概率型格孔向下扩展	破碎机前清除过大块物料	筛面固定或末端自振	简单、耐用、效率低; 概率型有抗堵塞作用
	棒条筛	以固定棒制成条行筛	常规型 概率型	顺流方向排列, 重载棒条有倾斜, 以利重力传递; 概率型棒在筛长方向上渐扩展	清除过大块物料或脱除细粒及矿泥	筛面固定或末端自振	简单、耐用、效率低; 概率型有抗堵塞作用
运动筛	立式筒型筛、旋转筛	筛面呈圆筒形, 垂直安装 (如胡基筛), 筛面围绕圆柱轴旋转	筒形筛	筛面固定, 物料与筛面切割分离。有矿浆分配旋转盘。略微倾斜。筒形筛面可以是圆筒形, 也可以是多角形, 筛面可以多层	用于湿法筛分, 分离小于 0.5 mm 细碎物料。干、湿筛分均可。干式筛分时分离粒度 6 ~ 55 mm, 湿式为 - 6 mm	筛面固定, 低速 15 ~ 20 r/min	筛孔易堵。较低速度旋转, 使物料被提升并能沿筛面下滑, 简单, 可用于擦洗表面, 利用率低
	振动筛	共振筛	惯性振动式、连杆式、电磁式	水平安装, 双面筛共同运动	洗煤厂分级或脱泥	共振状态下工作	对厂房产生较强振动, 噪声大, 处理能力大
		普通惯性振动筛	圆运动, 自定中心振动筛	水平或倾斜安装, 借助激振器使物料流动	用途广泛, 可处理 - 300 mm 物料	600 ~ 7000 r/min, 振幅小于 25 mm	筛分效率较高, 处理能力大, 不适宜 - 3 mm 细粒级物料
			直线振动筛	水平式, 直线振动有水平分量, 使物料沿筛面运动	细粒物料 (- 0.5 mm) 分级	600 ~ 3000 r/min, 振幅小于 25 mm	筛分效率较高, 处理能力大, 可用于低标高厂房
		概率筛		筛分按概率原理, 多层、大倾角、大筛孔, 可快速筛分	多用于矿山、洗煤厂等筛分精度要求不高的场所		单位面积处理能力大, 效率高, 噪声低

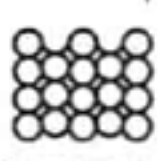
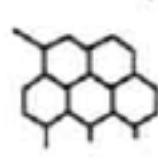
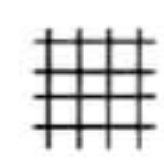
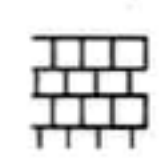



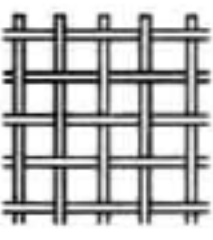
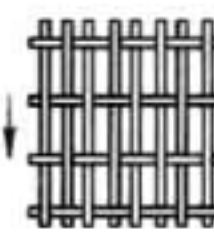
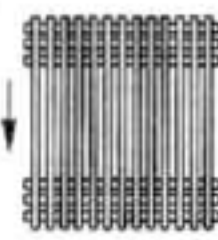
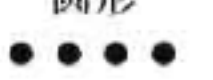
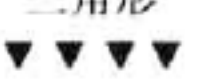
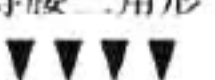
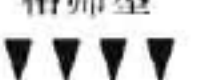
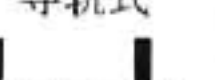
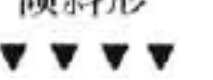
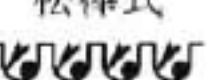
表 11-23 振动筛分类

类 型	型 号	最大给矿 粒度/mm	筛孔尺寸 /mm	用 途
惯性振动筛	SZ	100	6 ~ 40	用于中细粒物料的分级与脱水
自定中心振动筛	SZZ	150	6 ~ 50	广泛用于中细粒物料的筛分分级
重型振动筛	H	300	10 ~ 100	广泛用于大块物料的筛分分级
圆振动筛	YA	400	6 ~ 50 30 ~ 150	用于大块、中细物料的筛分分级
单轴振动筛	ZD	100	6 ~ 50	用于中细粒物料的筛分分级

续表 11-23

类 型	型 号	最大给矿 粒度/mm	筛孔尺寸 /mm	用 途
双轴振动筛	DS、ZSD	300	0.5 ~ 13 13 ~ 50	用于大块、中细物料的筛分分级
直线振动筛	ZKX、ZKB	30 300	0.15 ~ 13 3 ~ 80	适用于大块、中细物料的筛分、脱水、脱介质、脱泥 及湿式分级
共振筛	SZG	150	12 ~ 20	适用于中细粒物料的筛分分级
高频振动筛				适用于细粒物料的分级、脱水、脱渣
电磁振动筛			5 ~ 60	用于筛分并兼做给矿设备

表 11-24 各种筛面孔型

冲孔板的 各种孔型	 参差圆孔 ↓	 参差六角孔 ↓	 正方孔 ↓	 参差正方孔 ↓	 底参差 长方孔 ↓	 边参差 长方孔 ↓	 直排长方孔 ↓	
编织网的 各种孔型	 正方孔	最常用， 精确，适用 于形状规则 的颗粒筛分		 长方孔	因开孔率高、处理 量大，在开孔率相同 时，使用较粗筛丝， 精度下降		 三纬丝长孔	开孔率最高， 精度差，如调转 90° 使用，可提 高精度，由于孔 长和筛丝振动， 不易堵
型材棒条 的各种 断面	 圆形	 三角形	 等腰三角形	 格筛型	 导轨式	 倾斜形	 松棒式	
	使用寿命 长，精度确 定；易堵塞， 传送性能和 效率差	精度高，效 率高；抗堵塞 传送性能差， 磨损后筛孔 变大	传送能力随棒的高度增加 而增大，两边变直时效率略 有下降，堵塞加剧		一般与格 筛配合，以保 护筛棒和减 少磨损	可用于水 平筛上的任 何筛棒，以增 加传送能力	可减少堵 塞；精度差	

单轴振动筛运动轨迹为圆形，结构简单、维修方便、运行平稳、工作可靠、效率高、透筛性好，适于中细粒物料的分级。

双轴振动筛等厚筛分法的优点是对细粒级(- 25 mm) 物料的筛分时，可以减少筛孔堵塞、处理量高、设备配置方便，厂房占用面积小。其缺点是安装高度大。

ZKX 型直线振动筛适于处理大块及中、细物料；ZKB 型直线振动筛适用于细粒物料的脱水、脱泥、脱介质及干式或湿式物料分级。其优点是结构紧凑、强度高、振动参数合理；耐疲劳、寿命长、维修方便、可靠性好；振动平稳、噪声小；筛分效率高。缺点为构造复杂、制造精度高，振幅不易调整等。在金属矿山多与自磨机、砾磨机或球磨机构成闭路分级，分级效率比螺旋分级机高。

共振筛在共振状态下工作。其优点为处理量大，筛分效率高，结构紧凑、转动机构简单；缺点为制造及安装的精度高，给矿要求均匀，设备价格高。

11.5.2 选择筛分设备应注意的问题

不同类型和不同筛面的筛分设备,其筛分效率差别很大,在选择时要考虑优化配置。在选择筛分设备时,对筛面的要求:要有足够的强度以支持被筛物料的重量;有足够的弹性,使施加的振动能发挥作用;有相当好的开孔率,以保证有足够的处理能力;要有良好的耐磨性能,以提高其使用寿命,方便维护。此外,筛面在工作时,受到物料的冲击,易造成松弛现象,影响工作效率,还会造成不均匀磨损,降低使用寿命,所以筛面的固定和张紧非常重要。

在筛分设备选型时,考虑的主要因素有:被筛物料的特性(如筛下物料粒级的含量、难筛物料粒级的含量、物料中水分和黏土的含量、物料形状和物料密度等);筛分机的结构(如筛面面积、筛面层数、筛孔尺寸和形状、筛孔开孔率、筛分机运动方式、振幅和频率等);工艺要求(如处理能力、筛分效率、筛分方法和筛分机倾角等)。筛分设备选型还要遵循如下原则:

(1) 在确定筛分面积后,应使筛面至少是最大块物料的 2.5 ~ 3 倍,以免筛子被最大块物料卡住。

(2) 为使筛子能处于良好工作条件,筛子长度与宽度之比宜在 2 ~ 3 的范围内。

(3) 应选择适宜工况条件的、合理的筛面材质和结构。

(4) 对用于细粒物料筛分的细筛、弧形筛、直线振动筛,筛缝尺寸为分离粒度的 2 ~ 2.2 倍,最大不超过 3 倍;对用于中等粒度物料筛分的振动筛,筛孔尺寸为分离粒度的 1.05 倍;对于概率筛,为 2 ~ 2.5 倍。

(5) 在被筛物料粒度范围较宽时,采用双层筛作为单层筛使用,既可以提高筛分机处理能力,又可以保护下层筛面,延长其使用寿命;上层筛筛面、筛孔的尺寸应根据原料的粒度特性确定,可考虑使上层筛面的筛下量为总给料量的 55% ~ 60%。

(6) 用振动筛筛分中等粒度物料时,其有效筛分面积仅为筛子名义面积的 0.8 ~ 0.85 倍。

(7) 200 mm 以上物料的筛分,多采用重型振动筛;10 ~ 200 mm 物料,多采用自定中心振动筛;脱水、脱泥和分级多采用直线振动筛、胡基筛等。

(8) 在条件允许时,应优先选用座筛,以便于维修和维护;必须采用吊筛时,应尽量降低悬挂高度,以减少振动筛的振动幅度,便于生产操作。

各种筛分设备明细见表 11-25。

11.6 洗矿设备

当处理含泥较多的矿石时,容易堵塞矿仓、漏斗及破碎筛分等设备,使破碎筛分设备的处理量下降。堵塞严重时,生产无法正常进行,此时需洗矿。

在贵金属矿山,常用的洗矿设备主要有:圆筒洗矿机、槽式洗矿机、水力洗矿筛、筛分设备及螺旋洗矿机等。

洗矿设备的选型及其处理量,主要决定于矿石的可洗性。矿石的可洗性可按黏土塑性指数、洗矿时间、能耗及洗矿效率等指标进行评定。矿石可洗性与选用洗矿设备关系见表 11-26。

表 11-25 筛分设备明细

类型	规格及型号	工作面 积/m ²	筛网层 数/层	最大给料 粒度/mm	处理量 /t·h ⁻¹	筛孔尺寸 /mm	双振幅 /mm	振动频率 /次·min ⁻¹	筛面倾角 /(°)	电机功 率/kW	外形尺寸(长×宽×高) /mm×mm×mm	设备质量/t
自定中心 振动筛	SZZ 400×800	0.29	1	50	12	1~25	3	1500	10~20	1.1	1275×780×1200	0.12
	SZZ ₂ 400×800	0.29	2	50	12	1~16	3	1500	10~20	0.8	1275×780×1200	0.15
	SZZ 800×1600	1.2	1	100	20~25	3~40	6	1430	10~25	2.2	2140×1328×475	0.50
	SZZ ₂ 800×1600	1.2	2	100	20~25	3~40	6	1430	10~25	3.0	1880×1328×673	0.77
	SZZ 900×1800	1.62	1	60	20~25	1~25	6	1000	15~25	2.2	2150×1418×575	0.44
	SZZ ₂ 900×1800	1.62	2	60	20~25	1~25	6	1000	15~25	2.2	2200×1418×630	0.60
	SZZ 1250×2500	3.13	1	100	150	6~40	1~3.5	850	15~20	5.5	2762×1714×680	1.02
	SZZ ₂ 1250×2500	3.13	2	150	150	6~50	2~6	1200	15	5.5	2635×1997×1450	1.26
	SZZ 1500×3000	4.5	1	100	245	6~16	8	800	20~25	7.5	3320×1638×787	2.23
	SZZ ₂ 1500×3000	4.5	2	100	245	6~40	2.5~5	840	15~20	7.5	3433×2089×1907	2.51
	SZZ 1500×4000	6	1	75	250	1~13	8	810	20~25	15	4350×1975×1000	2.58
	SZZ ₂ 1500×4000	6	2	100	250	6~50	5~10	800	20	15	4080×2800×2768	3.41
	SZZ 1800×3600	6.48	1	150	300	6~50	8	750	25	17	3750×3060×2541	4.63
	SZZ ₂ 1800×3600	6.48	2	150	300	6~50	7	820	20	15	3750×3060×3570	5.60
惯性 振动筛	SZ 1250×2500	3.1	1	100	70	6~40	4	1450	15~25	5.5	3325×1970×950	1.09
	SZ ₂ 1250×2500	3.1	2	100	70~200	6~40	4.8	1300	15~25	5.5	3395×1970×1115	1.39
	SZ 1500×3000	4.5	1	100	70~150	6~40	4.8	1300	15~25	5.5	3865×2220×950	1.39
	SZ ₂ 1500×3000	4.5	2	100	100~300	6~40	6	1000	15~25	5.5	3935×2220×1115	1.80
重型 振动筛	H-1735,1750×3500	6.1	1	300	300~600	25~100	8~10	750	20~25	15	3390×3035×2377	4.0
	2H-1735,1750×3500	6.1	2	300	400~700	上25~100 下20~50	7~8	750	22~25	15	3650×3067×3019	5.28
	2H-2460,2400×6000	14.4	2	300		22~50	8~10	735	15~25	37	6000×4700×3800	15.8
	Hy-1836,1800×3600	6.48	1	300	900	150	6~8	970	20	10	3807×3520×2752	4.94

续表 11-25

类 型	规格及型号	工作面 积/m ²	筛网层 数/层	最大给料 粒度/mm	处理量 /t·h ⁻¹	筛孔尺寸 /mm	双振幅 /mm	振动频率 /次·min ⁻¹	筛面倾角 /(°)	电机功 率/kW	外形尺寸(长×宽×高) /mm×mm×mm	设备质量/t
圆 振 动 筛	2YAH1836	7	2	400	220~900	上 30~200 下 5~50	11	755	20	15	3757×3020×2437	6.20
	YA1842	7	1	200	140~490	6~150	9.5	845		15	4331×2996×2655	5.83
	2YA1842	7	2	200	140~490	6~150	9.5	845		15	4331×3018×2655	6.17
	YAH1842	7	1	400	450~800	30~150	11	755		15	4331×3041×2685	6.22
	2YAH1842	7	2	400	450~800	30~150	11	755		15	4331×3041×2685	7.04
	YA1848	7.5	1	200	150~525	6~50	9.5	845		15	4904×3018×2828	6.23
	2YA1848	7.5	2	200	150~525	6~50	9.5	845		15	4904×3018×2828	6.95
	YAH1848	7.5	1	0~150	250~1000	30~150	11	755		13	4702×2550×2880	6.01
	2YAH1848	7.5	2	400	250~1000	30~150	11	755		15	4904×3051×2922	7.64
	YA2148	9	1	210	180~630	6~50	9.5	748		18.5	4945×3441×3522	9.29
	2YA2148	9	2	210	180~630	6~50	9.5	748		22	4945×3444×3522	10.53
	YAH2148	10.4	1	400	270~1200	13~200	11	708		18.5	5025×3427×3501	10.43
	2YAH2148	9	2	400	270~1200	30~150	11	708		22	4945×3485×3492	11.16
	YA2160	11.5	1	200	230~800	3~80	9.5	748		18.5	6088×3427×3733	9.93
	2YA2160	11.5	2	200	230~800	6~50	9.5	748		22	6166×3444×3670	11.22
	YAH2160	11.5	1	400	350~1500	30~150	9.5	708		30	6166×3641×3839	12.23
	2YAH2160	11.5	2	400	350~1500	30~150	11	708		30	6116×3641×3839	13.43
	YA2448	10	1	200	200~700	30~150	9.5	748		18.5	4945×3811×3433	9.83
	YAH2448	10	1	400	310~1300	6~50	9.5	708		30	4969×3946×3632	11.76
	YAH2448	10	2	400	310~1300	30~150	9.5	708		30	4969×3946×3632	12.83
	YA2460	14	1	200	260~780	6~50	9.5	748		30	6091×3916×3839	12.24
	2YA2460	14	2	200	260~780	6~50	9.5	748		30	6091×3916×3839	13.58
	YAH2460	14	1	400	400~1700	30~150	9.5	708		30	6091×3916×3839	13.10
	2YAH2460	14	2	400	400~1700	30~150	9.5	708		30	6091×3916×3839	14.42

续表 11-25

类 型	规格及型号	工作面 积/m ²	筛网层 数/层	最大给料 粒度/mm	处理量 /t·h ⁻¹	筛孔尺寸 /mm	双振幅 /mm	振动频率 /次·min ⁻¹	筛面倾角 /(°)	电机功 率/kW	外形尺寸(长×宽×高) /mm×mm×mm	设备质量/t
直 线 振 动 筛	ZKX936,900×3600	3.4	1	100	20~35	0.5~13	8.5~11	890	20	7.5	3933×1637×1791	4.38
	2ZKX936,900×3600	3	2	300	20~35	3~80 0.5~13	8.5~11	890		7.5	3933×1637×2455	5.49
	ZKX1236,1219×3658	4.4	1	100	30~50	0.5~13	8.5~11	890		7.5	3933×1937×1930	4.50
	2ZKX1236,1219×3658	4	2	300	30~50	3~80 0.5~13	8.5~11	890		7.5	3933×1937×2510	5.28
	ZKX1248,1226×4800	4.5	1	300	33~53	0.5~13	8.5~11	890		7.5	5150×1937×2057	5.70
	2ZKX1248,1226×4800	4.5	2	300	33~53	3~80 0.5~13	8.5~11	890		11	5150×1937×2638	7.29
	ZKX1536,1500×3600	5	1	300	35~55	0.5~13	8.5~11	890		7.5	3933×2242×1917	5.09
	2ZKX 1536,1500×3600	5	2	300	35~55	3~80 0.5~13	8.5~11	890		7.5	3933×2242×2609	7.11
	2ZKX 1542,1500×4200	5.5	2	300	40~55	3~80 0.5~13	8.5~14.5	890		11	4540×2242×2631	7.44
	ZKX 1548,1500×4800	6	1	300	42~70	0.5~13	8.5~14.5	890		11	5153×2242×2089	7.44
	2ZKX 1548,1500×4800	6	2	300	42~70	3~80 0.5~13	8.5~14.5	890		11	5150×2242×2650	8.79
	ZKX 1536,1800×3600	7	1	300	45~85	0.5~13	8.5~14.5	890		7.5	3933×2547×1942	5.43
	2ZKX 1536,1800×3600	7	2	300	45~85	3~80 0.5~13	8.5~14.5	890		11	3933×2547×2634	7.78
	2ZKX 1842,1800×4200	7.5	2	300	50~90	3~80 0.5~13	8.5~14.5	890		11	4540×2547×2631	8.82
	ZKX1848,1800×4800	8.9	1	100	60~100	0.5~13	8.5~11	890		11	5153×2547×2024	6.09
	2ZKX1848,1800×4800	8.9	2	150	60~100	3~80 0.15~13	10	890		15	5153×2547×2582	7.55

续表 11-25

类型	规格及型号	工作面 积/m ²	筛网层 数/层	最大给料 粒度/mm	处理量 /t·h ⁻¹	筛孔尺寸 /mm	双振幅 /mm	振动频率 /次·min ⁻¹	筛面倾角 /(°)	电机功 率/kW	外形尺寸(长×宽×高) /mm×mm×mm	设备质量/t
直线 振动 筛	ZKX 2148, 2100×4800	10.4	1	100	70~110	0.15~13	8.5~11	890		11	5150×2852×2174	9.20
	2ZKX 2148, 2100×4800	10	2	150	70~110	3~80 0.15~13	10	890		22	5162×2852×3033	14.16
	ZKX 2448, 2400×4800	9	1	300	80~125	0.5~13	8.5~14.5	890		15	5150×2856×2207	7.89
	2ZKX 2448, 2400×4800	9	2	300	80~125	3~80 0.5~13	8.5~14.5	890		22	5156×3157×3033	11.14
	ZKX 2460, 2400×6000	14.9	1	100	95~170	0.3~13	8.5~11	890		22	6309×3199×2386	13.33
	2ZKX 2460, 2400×6000	14	2	300	95~170	3~80 0.5~13	8.9~14.5	890		22	6372×3157×3033	16.17
	ZKX 2160, 2100×6000	13	1	300	90~150	0.15~13	8~11	890		22	6378×2852×2478	10.43
	2ZKX 2160, 2100×6000	13	2	300	90~150	13~80 0.15~13	8~11	890		30	6388×2852×3222	13.99
	ZKB 1545, 1500×4500	6	1	30	150	0.2~1.5	4.59	970	0~15	10×2	4500×3206×2370	5.36
	ZKB 1856, 1800×5600	10	1	30		0.5~1.5	11	970	0~15	7.5	5700×2980×2233	5.31
	ZKB 1856A, 1800×5600	10	1	30	120~200	0.5~1.5	11	970	0~15	11×2	6200×3400×1800	6.47
	2ZKB 2163, 2100×6300	13	2	30	120	13~50 0.5~1.5	11	970	0~15	15	6450×4123×3150	10.83
单轴 振动 筛	ZD 918	1.6	1	60	10~30	1~25	6	1000	15~25	2.2	2150×1418×575	0.44
	2ZD 918	1.6	2	60	10~30	1~25	6	1000	15~25	2.2	2200×1418×575	0.70
	ZD 1224	2.9	1	100	70~210	6~40	6~7	850	15~25	4	2500×2150×1340	1.13
	2ZD 1224	2.9	2	100	70~210	6~40	6~7	850	15~25	4	2600×2200×1780	1.55
	ZD 1224J	2.9	1	100		11×42 26×35	3.5	850	15~25	4	2500×2150×1340	1.09
	2ZD 1224J	2.9	2	100	20~160	13×42; 26×35; 43×58	3.5	850	15~25	4	2600×2200×1780	1.64

续表 11-25

类型	规格及型号	工作面 积/m ²	筛网层 数/层	最大给料 粒度/mm	处理量 /t·h ⁻¹	筛孔尺寸 /mm	双振幅 /mm	振动频率 /次·min ⁻¹	筛面倾角 /(°)	电机功 率/kW	外形尺寸(长×宽×高) /mm×mm×mm	设备质量/t
单轴振动筛	ZD 1530	4.5	1	100	90~270	6~50	6~7	850	15~25	5.5	3100×2690×1570	1.65
	2ZD 1530	4.5	2	100	90~270	6~50	6~7	850		5.5	3200×2690×2250	2.26
	ZD 1530J	4.5	1	100		64×75	7	850		5.5	3100×2690×1570	1.88
	2ZD 1530J	4.5	2	100		13×42; 26×35; 43×58	7	850		5.5	3200×2690×2250	2.65
	ZD 1540	6	1	100	90~270	6~50	7	850		7.5	4000×2505×2028	2.07
	2ZD 1540	6	2	100	90~270	6~50	7	850		7.5	4200×2600×2660	2.85
	ZD 1836	6.5	1	150	100~300	6~50	7	850		11	3670×2990×1807	1.96
	ZD 2160	12	1	150		10~50	8	900		22	6676×2420×1600	6.53
	SY 8(8轴)	1.8		200	80	25×25				7.5	2667×2348×1348	5.93
	SY 10(10轴)	3.63		200	175	25~60				11	3040×3285×1920	10.94
滚轴筛	SY 11(11轴)偏心圆盘	2.25		200	200	50×50				7.5	2710×2110×2048	5.75
	SY 13(13轴)偏心圆盘	269			200	50×50				7.5	2790×2105×1819	5.49
矿用座式新基型	圆振动筛	6.8	2	400	140	25上 13下	6~8	970		10	5080×3210×3355	5.13
	复合振动筛	2.88	1	250		3~50	3~7	940		1.5	3220×1956×1570	1.16
	重型筛	6.5	1	400	900	90	6~8	970		10	3806×3520×2752	5.59
	2DS 1256(吊式)	6	2	300	40~55	13~50 0.5~13	9~11	830		13	5750×1388×2100	4.45
双轴振动筛	DS 2055(吊式)	12	1	300	70~100	0.5~13	11	830		17	6650×2162×1800	5.78
	DZ 1273(座式)	7.7	1			6~25	11	830		15	6896×2380×3240	5.82
双轴等厚筛	ZSD 1894(座式)	15	1	150	120~450	6~13	11	830		30	8910×3200×4037	12.33

注:在型号及规格项中各字母代表的含义:A—偏心轮;B—双机同步;D—等轴、吊式、等厚;H—重型;K—块偏心激振器;G—共振;S—筛、双轴、滚轴筛;X—箱式激振器;Y—圆运动、筛盘异性;Z—中心、振动、直线运动、座式。

表 11-26 矿石可洗性与选用洗矿设备关系

矿石类型	黏土性质	黏土的 塑性指标 k	必要的洗矿 时间/min	单位电耗 / $\text{kW} \cdot \text{h} \cdot \text{t}^{-1}$	洗矿效率 / $\text{t} \cdot (\text{kW} \cdot \text{h})^{-1}$	一般可选用的洗矿设备
易洗矿石	砂质矿石	1~7	<5	<0.25	4	振动筛冲洗
中等可洗 性矿石	黏土在手 上能擦碎	7~15	5~10	0.25~0.5	2~4	圆筒洗矿机或槽式擦洗 机,一次洗矿
难洗矿石	黏土粘结 成团,在手 上很难擦碎	>15	>10	>0.5~1.0	1~2	槽式擦洗机洗两次或水力 洗矿筛与擦洗机联合使用

11.6.1 洗矿设备处理量计算

国内一般根据设备的性能并参照生产实例或采用工业试验来确定洗矿机的处理量。洗矿机的处理量可按下式计算:

$$Q = N\eta e$$
$$e = e_1 K_x$$

(11-21)

式中 Q ——洗矿机的处理量,t/h;
 N ——电动机安装功率,kW;
 η ——消耗功率与安装功率之比;
 e ——洗矿效率,t/(kW·h);
 e_1 ——已知现场生产的标准矿石的洗矿效率,t/(kW·h);
 K_x ——矿石的可洗性稀疏,按洗矿比较试验资料确定,等于标准矿石洗矿需要的时间与设计矿石需要的时间之比。

11.6.2 洗矿设备类型及适用性

11.6.2.1 圆筒洗矿机

圆筒洗矿机又称圆筒洗矿筛。其洗矿圆筒由冲孔钢板或编织筛网制成,筛孔大于 10~15 mm,最大筛孔为 50 mm。这种洗矿机适于处理易洗及中等可洗性含泥矿石。其优点是兼有洗矿和筛分双重作用,且能处理大块矿石。

11.6.2.2 带筛擦洗机

带筛擦洗机是由封闭的洗矿圆筒和连接在圆筒末端的双层筒筛构成。矿浆在圆筒内经水浸泡并在转动中互相冲击、摩擦,使黏土和矿块分离,同时加入高压水,冲洗矿泥,矿浆又经过双层筒筛,将物料筛分成粗、中、细 3 个粒级,细粒产品与洗矿溢流合并。该机工作平稳可靠,洗矿效率高,一次可完成洗矿和分级双重任务,适合处理粒度不大于 100 mm 的中等可洗性和难洗性矿石;不适合处理块矿少、泥团多的矿石。

11.6.2.3 槽式洗矿机

槽式洗矿机又称槽式擦洗机,它和螺旋分级机结构相似,所不同的是叶片为不连续的桨叶形。这种洗矿机具有较强的切割、擦洗能力,对小泥团的碎散能力较强,适合处理中等粒度含泥较多的难洗性矿石。其优点为生产能力大,洗矿效率高;缺点为入洗粒度不能超过 75 mm。

11.7 破碎、筛分车间在生产中应注意的问题

11.7.1 颚式破碎机

颚式破碎机是一种常用的破碎设备,在贵金属选矿厂一般都使用颚式破碎机做粗碎设备。该设备质量较大,在运转过程中会产生很大的惯性力和振动,对周围建筑物或设备产生较大影响,所以在对颚式破碎机进行安装时就要采取措施。首先,要将颚式破碎机安装在坚实的基础上,并将其基础与其他周围建筑物的基础隔开,在机体和基础之间还要放置减震材料。在启动颚式破碎机之前,要对设备进行全面检查。检查内容包括排矿口磨损情况,破碎腔中是否有矿石,各个部位的连接螺栓的松紧程度,衬板和肘板是否有松动、偏斜和裂缝,皮带和拉杆弹簧的松紧程度是否合适,皮带轮和飞轮的防护罩是否完好,润滑系统是否正常,电气和信号系统是否正常,如有异常,应首先按要求进行调整。机器启动前要先开启除尘设施,并且要首先盘车,空载运行正常后方可给料。给料一定要均匀,尽量做到不间断或不挤满给矿,给料中的最大块尺寸不应大于破碎机给矿口宽度的0.85倍,及时清除非破碎物体,如木块、铁块等。在颚式破碎机运行时,操作人员要经常巡回检查,观察各个部件工作是否正常,润滑油和电机轴承温度是否升高、倾听设备是否有异常声响等。在颚式破碎机停车时,一定要按规程序依次停车,即先停给矿、破碎机内的矿石破碎完毕后再停破碎机和后续运矿皮带、然后依次关闭辅助设施。

为了保证破碎机经常处于良好的工作状态,并延长破碎机的寿命,机修工作人员应该定期对颚式破碎机进行保养。按选厂制订的维护保养规程,及时对颚式破碎机进行小修、中修或大修,确保颚式破碎机处于最佳状态。颚式破碎机常见故障及排除方法见表11-27。

表 11-27 颚式破碎机常见故障及排除方法

故障现象	故障产生的可能原因	排除方法
偏心轴轴承发热	轴承油过量或不足、油质不好;轴承损坏、装配间隙过小或轴已弯曲;皮带太松等	调整油量或更换润滑油;重新装配或更换轴承或弯轴;调整皮带松紧度
肘板有撞击声	弹簧拉力不足或弹簧损坏;肘板或肘板承磨损严重	调整或更换拉杆弹簧,更换磨损部件
破碎腔内有撞击声	侧衬板或动颚、定颚齿板松动	更换或紧固侧衬板与齿板的螺栓
飞轮继续运转、动颚停止摆动	肘板或拉杆损坏,肘板或肘板承磨损过甚造成衬板脱落;因拉杆弹簧过松造成肘板脱落	更换肘板、肘板承;调整拉杆弹簧的拉力
动颚断裂	破碎机长期超负荷运转;多次掉入大块铁器;产品制造有缺陷	控制破碎机负荷,加强除铁措施,更换合格配件
飞轮摆动、偏心轴回转变慢	皮带轮与飞轮的键松弛或已损坏或轴孔磨损	重新装配或更换键
破碎产品粒度增大	衬板下部磨损严重	调换衬板上下头、更换衬板、调节排矿口宽度
连杆头产生冲击声	偏心轴轴衬磨损	刮研或更换轴承
机体摇晃	破碎机地脚螺栓松动或地脚螺栓断裂	紧固或修复更换地脚螺栓

11.7.2 中、细碎圆锥破碎机

中、细碎圆锥破碎机机体大、质量重,一定要按制造厂要求的顺序和精度安装。在启动前一定要检查破碎腔内是否有矿石或其他物体、检查油压或弹簧保险是否正常,检查油箱的油量和油温,检查水封水的给水和出水情况,确认无误后,再启动辅助设施,如润滑油系统和冷却水系统,最后启动圆锥破碎机。

圆锥破碎机的给矿要均匀,防止因给料不均而引起的过负荷,导致固定锥衬板因过负荷而引起磨偏。要经常检查排料情况,防止物料在排矿口堆积,经常检查油压或弹簧保险装置的压力,及时调整排矿口。操作人员要经常观察各部件的运动温升和振动情况,防止连接部件和地脚螺栓的松动。

要按制造厂的维护说明和选矿厂的维修保养规程定期对圆锥破碎机进行相应的小修、中修和大修,确保圆锥破碎机安全、稳定地生产。中、细碎圆锥破碎机常见故障及排除措施见表 11-28。

表 11-28 中、细碎圆锥破碎机常见故障及排除措施

故障现象	故障产生的可能原因	排除方法
弹簧破碎机上部较大幅度地跳动或破碎机运转中振动	给料量过大、大块较多;矿泥较多,破碎腔有堵塞;掉入大块铁器;弹簧压力不够	均匀给矿;强化洗矿;加强除铁工作;调整弹簧压力
齿轮响声异常	齿轮啮合不好;轴承间隙大或磨损严重;齿轮加工质量不合格或磨损严重	重新调整齿轮啮合情况;调整更换轴承;更换齿轮
破碎或空转时有可听见的劈裂声	可动锥或固定锥的衬板松弛;螺钉或耳环损坏;可动锥或固定锥衬板加工精度不够标准	重新浇灌衬板;更换螺钉或耳环;检查衬板椭圆度,必要时重新加工
破碎机剧烈振动、动锥快速转动	因主轴与衬套之间缺油、油脏、衬套间隙不足等造成的“抱轴”;可动锥下沉或球面止推轴承损坏	更换衬套、消除“抱轴”原因;修复球面轴承
电机转动、动锥不转	大齿轮损坏,竖轴断裂,齿轮滚键	更换损坏部件
油压低	油管或油沟堵塞	清洗修理
排矿产品中大块多	衬板磨损严重	调节排矿口或更换衬板
水封中没有水流入	水封装置中给水管不正确	重新检修
油箱油量减少很快	地盘或传动轴漏油;球面轴承油沟堵塞或接触不良,油漏入水封中	修理密封;清理油路

11.7.3 振动筛

振动筛虽然没有颚式破碎机和圆锥破碎机的质量大,但它的安装要求也非常严格,振动筛安装在底座或吊架上后,一定要进行横向水平和纵向倾角的调整,四个角的弹簧压力要调节均匀、合适,四根吊绳或支架受力要均匀,筛网要均匀张紧,防止筛网产生局部振动。开车前要检查各个部件螺栓的松紧情况,螺栓、拉杆、吊绳的磨损情况,检查筛面磨损情况,轴承润滑情况以及振动器主轴是否灵活等。

振动筛运行时要密切注意筛子的振幅和频率,给料要均匀,避免物料太厚或空振,经常检查各部件的运行情况,倾听有无异常声响等;停车前一定要让筛面上的物料排空。振动筛

常见故障及排除方法见表 11-29。

表 11-29 振动筛常见故障的原因及排除

故障现象	故障产生的可能原因	排除方法
筛上物料过厚	筛孔堵塞;給料不均匀;物料中大块过多;筛面倾角过小	调整給料量和粒度;减少給料中的含泥量;调节筛子倾角
筛面断裂或磨损过快	筛面没压匀、压紧,給料沿筛面宽度不均匀,大块物料多	重新压紧筛面;调节給料方式和位置;降低给矿粒度
弹簧支架、拉杆有撞击声	弹簧压力不均,拉绳受力不匀	调节弹簧压力和拉绳长度
轴承发热	轴承缺油或油质不好;轴承损坏或安装不合格	补充加油或换油,更换或重新安装轴承
筛下物料大块过多	筛面磨损严重	修补或更换筛网

12.1 概述

将小块矿石的粒度进一步变小,使目的矿物与脉石单体解离,从而达到分选的要求,这个作业过程叫磨矿。在选矿厂,磨矿作业是生产工艺过程中的一个重要中间环节,磨矿作业不仅在基建投资和生产费用方面占很大的比例,而且,磨矿产品的质量,如粒度分布、有用矿物单体解离度、矿浆浓度等,对选矿指标有很大的影响,所以磨矿车间是选矿厂的主厂房,选矿厂的处理量、作业率、运转率等都是按磨矿设备设计的。磨矿方式一般有几种分类方法,按磨机内物料的传输方式,一般分为干磨、湿磨和润湿磨。一般贵金属选矿厂均使用湿磨,磨机内矿浆浓度为65%~85%,水力输送,便于调节和控制,也减少粉尘污染。按磨矿介质特点,磨矿也可以分为有介质磨矿和无介质磨矿(自磨)两种,而有介质磨矿又根据介质的不同,分为球磨、棒磨和砾磨。

12.1.1 磨矿作业的分类

磨矿作业一般包括磨矿和分级。磨机分类的方法很多,常有以下四种:

- (1) 按研磨介质分为棒磨机、球磨机、自磨机、砾磨机等;
- (2) 按磨机结构特性分为卧式圆筒型和立式圆筒型,卧式圆筒型根据筒体内长和内径的比值分为短筒型、长筒型和管磨机;
- (3) 按排矿方式分为溢流型、格子型和周边排矿型;
- (4) 按磨矿产品粒度又分为普通型和超细磨机等。贵金属矿选矿厂一般就按磨矿介质,常选择球磨机、自磨机或半自磨机、砾磨机和棒磨机。磨矿设备的选择要兼顾前后作业,并按需要加工的矿量、矿石性质、磨矿产品的质量要求及各种磨矿设备的技术性能,经过多方案的技术经济效益对比,择优选用。

12.1.2 磨矿作业流程

被磨物料流经磨矿设备和工序以及物料传输途径的组合方式叫磨矿流程。由于矿石中各种矿物性质的不均匀性和物料在磨机中受冲击、研磨的随机性,磨矿产品的粒度是不均匀的,常需要通过分级或筛分对磨矿产品或给矿进行粒度分级。根据所采用的磨机类型和分级机设备联合工作的特点,磨矿流程可分为开路磨矿和闭路磨矿两大类。开路磨矿的磨矿产品直接进入下道工序,不需要再返回磨机;而闭路磨矿的产品经分级后,粗粒产品返回磨机再磨,合格产品进入下道工序。闭路磨矿又分带检查分级的闭路磨矿与检查分级与预先分级合一的闭路磨矿。贵金属选矿厂常用的几种磨矿流程见图12-1。

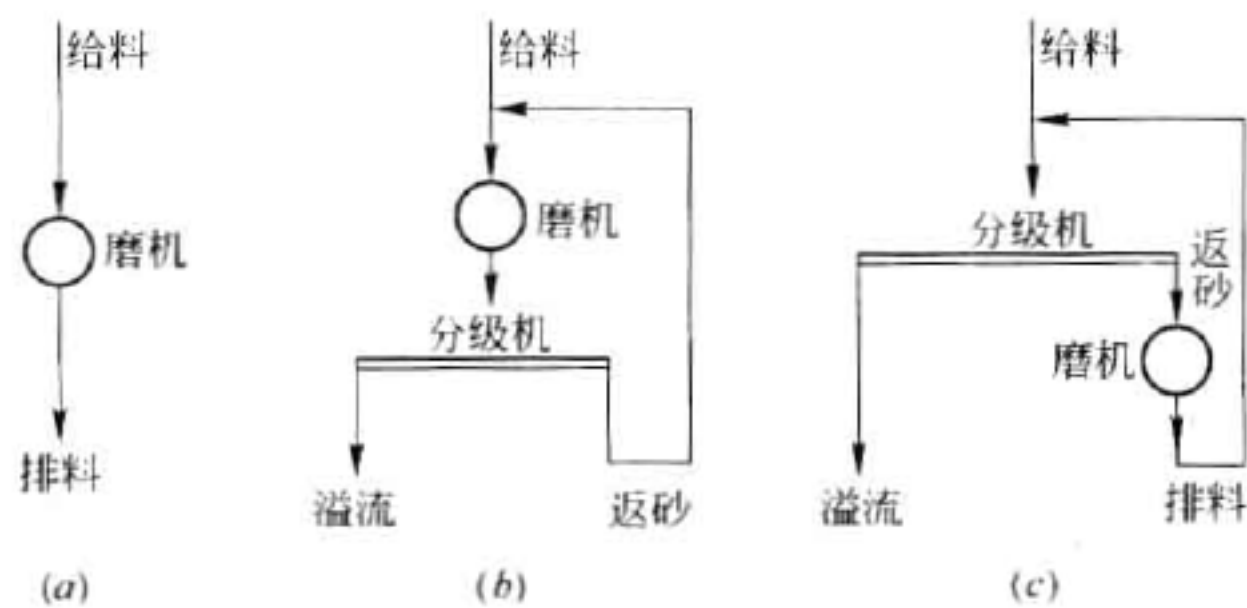


图 12-1 几种常用的磨矿分级流程

(a) 开路磨矿;(b) 闭路磨矿;(c) 设有预先分级和检查分级的闭路磨矿

贵金属选矿厂常用的磨矿流程有:单段棒磨流程、单段球磨流程、两段连续磨矿流程。这些流程包括:棒磨—球磨流程,球磨—球磨流程,棒磨—砾磨流程;阶段磨矿流程(即两段或多段磨矿流程中加入分选作业),单段自磨流程,自磨(半自磨)—球磨流程,自磨—砾磨流程,自磨—球磨—破碎流程(即 ABC 流程)。磨矿流程的选择需要根据矿石性质、产品要求、分选作业的要求、选矿厂规模、地区条件及磨矿试验进行多种因素综合技术经济考虑后确定。

12.1.3 常见磨矿分级流程的计算

12.1.3.1 常规磨矿分级流程的计算

常规磨矿分级流程的计算见表 12-1。

表 12-1 常规磨矿流程及计算公式

流程类型	流程图	计算公式	适用条件
有检查分级的一段磨矿流程		$\begin{aligned} Q_w &= Q_0 \\ Q_3 &= CQ_0 \\ Q_1 &= Q_0(1+C) \\ Q_2 &= Q_1 \end{aligned}$	后续作业对磨矿细度有要求、原矿量 Q_0 和磨矿循环负荷 C 预先设定
预先及检查分级合一的一段磨矿流程		$\begin{aligned} Q_w &= Q_0 \\ Q_3 &= Q_2 \\ Q_2 &= Q_0 \frac{(\beta_w - \beta_0)(1+C)}{\beta_w - \beta_2} \\ Q_1 &= Q_w + Q_2 \end{aligned}$	入磨物料细粒级含量较多,原矿量 Q_0 、磨矿循环负荷 C 、原矿和产品中细粒级含量 β_0, β_w 已知,分级机沉砂中细粒级含量 β_2 查表可得,磨矿产品需要粒度控制

续表 12-1

流程类型	流程图	计算公式	适用条件
有预先分级的一段磨矿流程		$Q_w = Q_0$ $Q_2 = Q_3 = Q_0 - Q_1 = Q_0 \frac{\beta_1 - \beta_0}{\beta_1 - \beta_2}$ $Q_1 = Q_0 \frac{\beta_0 - \beta_2}{\beta_1 - \beta_2}$ $Q_6 = C Q_2$ $Q_3 = Q_4 = Q_2 (1 + C)$ $Q_3 = Q_0 \frac{R_1 (\beta_1 - \beta_0)}{\beta_1 (R_1 - R_2)}$	原矿细粒级含量较多,入选矿石量 Q_0 、入选矿石和入选物料中细粒级含量 β_0 和 β_w 、循环负荷 C 、一段分级机的溢流和沉砂的液固比 R_1 、 R_2 已知,要求 $\beta_w = \beta_1 = \beta_5$; β_2 查表获得,入选粒度有控制要求
控制分级的一段磨矿流程		$Q_w = Q_0$ $Q_2 = Q_1$ $Q_3 = Q_0 \frac{\beta_w - \beta_5}{\beta_3 - \beta_5}$ $Q_5 = Q_3 - Q_w = Q_3 - Q_0 = Q_0 \frac{\beta_w - \beta_3}{\beta_3 - \beta_5}$ $Q_6 = C Q_0$ $Q_4 = Q_6 - Q_5 = Q_0 \left(C - \frac{\beta_w - \beta_3}{\beta_3 - \beta_5} \right)$	选别作业对入选物料的粒度要求严格,磨矿处理量 Q_0 、原矿、一次分级溢流和最终产品细粒级含量 β_0 、 β_3 、 β_w 和循环负荷 C 已知,二次分级机沉砂中细粒级含量 β_5 可查表获得
第一段开路的两段磨矿流程		$Q_w = Q_1 = Q_0$ $Q_3 = Q_6 = Q_0 - Q_2 = Q_0 \frac{\beta_2 - \beta_1}{\beta_2 - \beta_3}$ $Q_4 = Q_5$ $\beta_1 = \beta_0 + \frac{\beta_w - \beta_0}{1 + km}$ $Q_2 = Q_1 \frac{\beta_1 - \beta_3}{\beta_2 - \beta_3} = Q_0 \frac{\beta_1 - \beta_3}{\beta_2 - \beta_3}$ $Q_7 = C Q_3$	矿石中矿物的粒度嵌布差别较大或可磨度差别较大,入磨矿石量 Q_0 、原矿、一段分级溢流、二段分级溢流和最终入选物料的细粒级含量 β_0 、 β_2 、 β_6 、 β_w 、磨矿循环负荷 C 、两段磨矿的容积之比 m 、两段磨矿单位容积之比 k 均已知, β_3 查表获得
两段闭路磨矿流程		$Q_w = Q_3 = Q_0$ $Q_2 = Q_1$ $Q_7 = Q_6$ $\beta_3 = \beta_0 + \frac{\beta_w - \beta_0}{1 + km}$ $Q_6 = Q_0 \frac{\beta_w - \beta_3}{\beta_w - \beta_6} (1 + C_2)$ $Q_5 = Q_w + Q_6$	矿石嵌布粒度很细,入选物料要求很高的细度,入磨矿石量 Q_0 、入磨物料和最终产品细粒级含量 β_0 、 β_w 、两段磨矿的容积之比 m 、两段磨矿单位容积之比 k 、两段磨矿循环负荷 C_1 和 C_2 均已知, β_6 查表可获得

注: $Q_0, Q_1, Q_2, \dots, Q_w$ ——各产物的质量, t/h ;
 $\beta_0, \beta_1, \beta_2, \beta_3, \dots, \beta_w$ ——各产物中计算级别的含量, %;
 C, C_1, C_2 ——磨矿机循环负荷率, %;
 k ——两段磨矿机单位生产能力之比, k 值与矿石性质、最终磨矿细度等因素有关, 无生产资料时, $k = q_2/q_1 = 0.8 \sim 0.85$;
 m ——两段磨矿容积之比, 第一段开路时, m 取 $2 \sim 3$, 第一段闭路时, m 取 3 ;
 R ——分级机溢流或返砂的液固比, 细磨计算时要预先确定, 分级机溢流液固比由溢流粒度确定, 分级机返砂液固比, 对螺旋分级机 $R = 0.2 \sim 0.25$; 水力旋流器 $R = 0.33 \sim 0.5$ 。

12.1.3.2 自磨流程的计算

自磨流程种类繁多,计算公式大同小异,以半自磨加球磨流程(见图 12-2 和图 12-3)为例叙述如下。

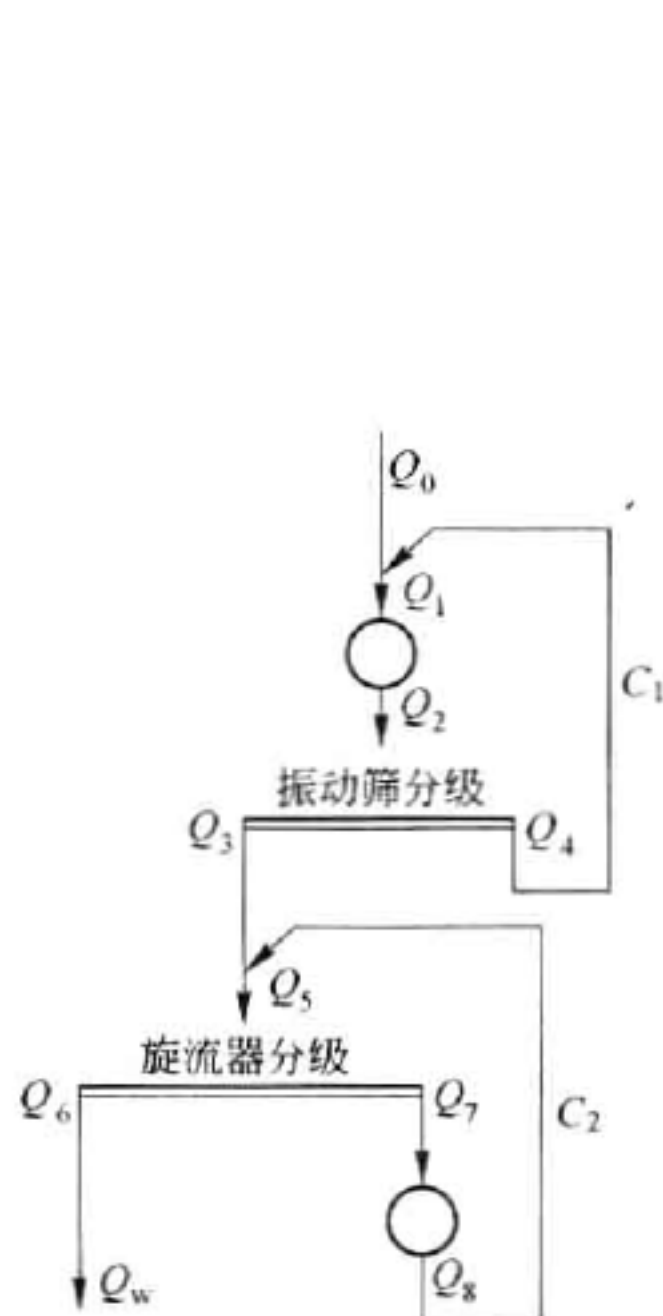


图 12-2 半自磨加球磨流程

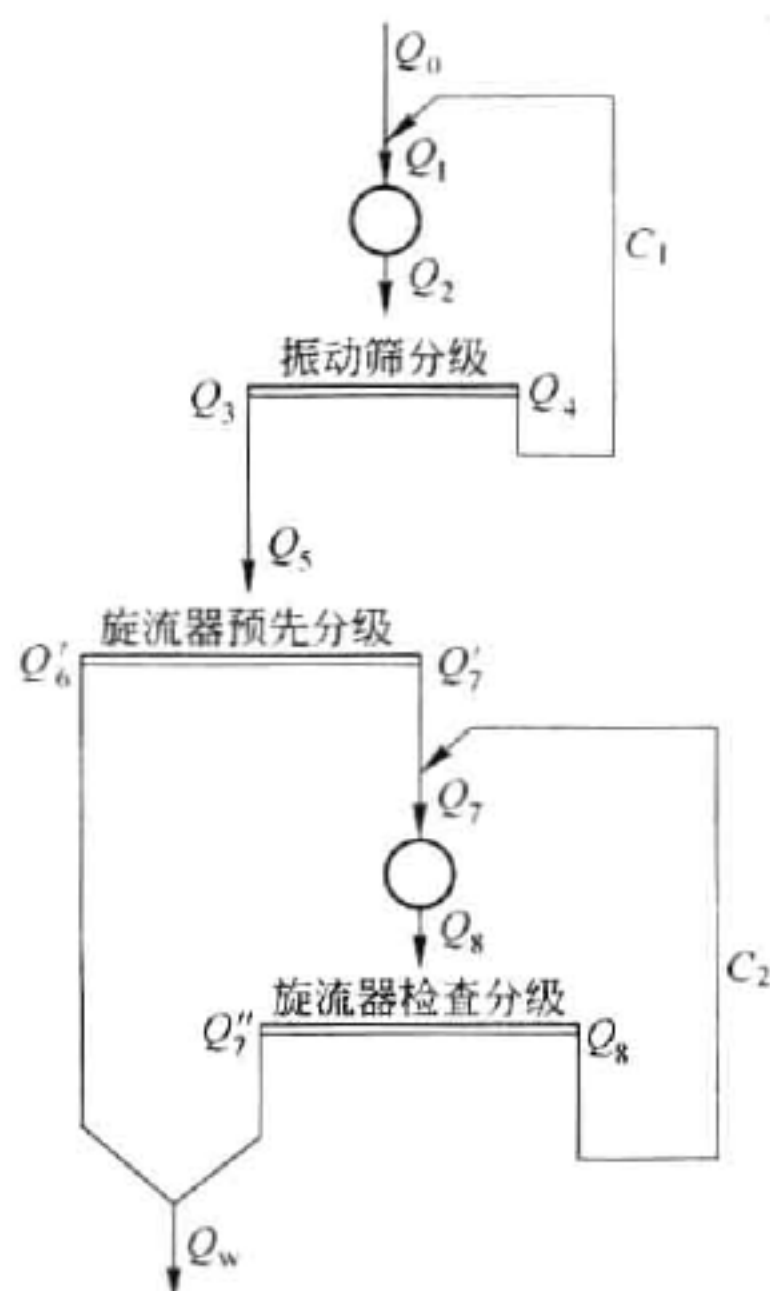


图 12-3 半自磨加球磨展开流程

在计算图 12-2 的半自磨加球磨时就可以采用把旋流器分级作业展开来进行计算,展开见图 12-3,这样就可以分开计算。对于半自磨流程可以按破碎流程的计算方法,而对于球磨流程,可以按预先和检查分级合一的一段磨矿流程进行计算。

12.1.4 磨矿作业指标和参数

12.1.4.1 衡量磨矿作业质量的指标

衡量磨矿作业质量的指标主要有:

- (1) 磨机作业率即磨机带负荷工作的时间占同期日历时间的百分数;运转率,即磨机运转时间(不论是否给料)占同期日历时间的百分数;
- (2) 磨机利用系数即每立方磨机有效容积每小时处理的原矿量 $[t/(m^3 \cdot h)]$,或按磨机新生成的某指定粒级计的矿量计;
- (3) 磨矿效率指每消耗 1 kW 电能所处理的矿石量 $[t/(kW \cdot h)]$ 。

12.1.4.2 影响磨矿作业的因素

长期的生产实践表明,影响磨矿机工作效率的因素有三个方面:物料性质(物)、磨机的结构(机)、操作条件(人)。

磨机的结构参数实际上是机械因素,包括磨机的规格、类型、长径比、排矿方式、衬板形式等。

操作参数实际上是人的因素,包括磨机转速率、介质充填率及补加、湿式磨矿时磨机内

矿浆浓度及成分、研磨介质形状和尺寸配比、闭路磨矿时的分级效率、返砂比、给料粒度分布以及要求的产品粒度,甚至还有助磨剂的影响。

待磨物料的性质是物的因素,包括矿石可磨度、密度、结晶特性、含泥量等。一般讲,矿石越硬越难磨;矿石嵌布粒度越细、越致密越难磨;矿石含泥量越高,对磨机磨矿效率的影响越大。

12.1.4.3 几个重要的参数

A 返砂比

在闭路磨矿流程中,磨机排出的、经分级后返回磨机再磨的物料量与磨机原给料量之比的百分数为返砂比,又称为循环负荷。返砂比有一个适宜值,该值与矿石性质、给料及产品的粒度、磨机操作条件、磨机结构型式及分级设备的特性有关。从磨矿动力学可以推出不同返砂比和分级效率与磨机产量的关系式,即:

$$K = \frac{Q_2}{Q_1} = \frac{(1 + C_1) \ln \frac{2 + C_1 - \frac{1}{E_1}}{1 + C_1 - \frac{1}{E_1}}}{(1 + C_2) \ln \frac{2 + C_2 - \frac{1}{E_2}}{1 + C_2 - \frac{1}{E_2}}} \quad (12-1)$$

式中 Q_2, Q_1 ——返砂比为 C_1, C_2 (小数) 及分级效率分别为 E_1, E_2 时磨机的产量, t/h;

K ——相对产量。

从式 12-1 中可以看出,提高返砂比 C 或分级效率 E 均可提高磨机的处理量。分级效率不变时,提高返砂比也可以提高磨机的处理量。返砂比一般在 100% ~ 400% 之间,细磨时取大值,粗磨时取小值。返砂比不能太大,否则将使运输返砂的费用大大增加,在经济上不合算。此外,不同磨矿条件下物料在磨机中的通过量 $Q_{\text{通}} [t/(m^3 \cdot h)]$ 为一常数,因此,磨机新给矿量加上返砂量不能大于磨机中物料流通能力,否则将引起磨机失常。

B 可磨性及可磨性系数

矿石的可磨性是反映矿石被磨碎的难易程度,它决定于矿石的机械强度。可磨性系数等于该磨矿机在同样条件下磨细指定矿石的生产率与某磨矿机磨细中硬矿石的生产率之比,即可磨性系数 = 该磨矿机在同样条件下磨细指定矿石的生产率 / 某磨矿机磨细中硬矿石的生产率。

C 介质充填率(装球率或装球量)

磨机静止时磨机内研磨介质的几何容积(包括介质空隙在内)占磨机有效容积的百分数叫磨机的介质充填率。介质充填率反应研磨介质在磨机中充填量的多少,对于不同的磨矿方式、磨机类型、操作条件和研磨介质形状,介质充填率均有一个适宜的范围,过高或过低都影响磨矿效果。

D 临界转速与转速率

根据磨矿介质运动学,钢球在球磨机内的运动有泻落式、抛落式和离心运转三种形式。当球荷的倾角超过钢球在球荷表面上的自然休止角时,钢球即沿该斜坡落下,钢球的这种运动叫泻落;如果磨机的转速足够高,钢球自转着随筒体内壁做圆曲线运动上升到一定高度,

然后纷纷作抛物线下落,这种运动叫抛落,当磨机转速继续升高到超过某一临界值时,钢球就贴在衬板上不落下,这种状态叫离心运动。在钢球处于离心运动时,钢球会随着筒壁做离心运动而不磨碎矿石,在选矿上就把使最外层钢球不会发生离心运动的最高转速叫临界转速。同时,把磨机的实际转速与临界转速的比值用百分数表示,就叫转速率。

E 磨矿机的技术效率

磨矿所得合格粒级质量与给矿中大于合格粒级质量之比,减去磨矿所产生过粉碎部分质量与给矿中未过粉碎部分质量之比,用百分数表示。

12.1.5 磨矿作业成本消耗指标

磨矿作业是选矿厂的成本大户,磨矿机是选厂消耗电能最多的机器,磨矿作业的费用,60%以上为能量消耗,其余40%中钢铁消耗又占绝大部分,而且钢铁及其他消耗都与能量消耗几乎成正比,所以,随着能源和材料价格的不断上涨,磨机的成本消耗就日益突出,在磨矿作业中,主要的磨矿消耗指标有磨矿钢耗和功耗。

磨矿钢耗是指磨矿过程中磨机衬板及研磨介质的磨耗量,磨矿钢耗通常以平均磨碎1t物料的钢耗量(kg/t)计,影响钢耗的因素很多,主要有衬板和研磨介质的材质及形状、被磨物料的性质、磨机工作条件(如转速率、介质充填率、料球比、矿浆温度及成分、给料粒度和产品粒度分布等)。

磨矿功耗是指磨矿过程中磨机消耗的总能量,包括驱动电机消耗的能量、磨机转动时克服摩擦消耗的能量以及研磨介质和物料运动所消耗的能量。磨矿功耗通常按处理1t原矿所消耗的电能耗计,即(kW·h)/t。选矿厂中磨矿消耗的能量占很大的比例,一般为选矿厂总能耗的50%~85%。磨矿能耗大小与磨矿方式、被磨物料性质、给料粒度和产品粒度、磨机传动方式等因素有关,通常棒磨机磨碎1t物料的能耗约为6~10kW·h,球磨机约为10~30kW·h,自磨机约为15~40kW·h。

磨矿过程中输入驱动电机的功率主要消耗在:电机本身消耗,与电机效率有关,一般占5%~10%;克服机械摩擦的消耗,与传动方式和部件润滑状况有关,一般占5%~15%;有功功耗,使研磨介质和物料运动所消耗的能量,它与磨机转速、衬板的形式、介质的形状、密度、装入量、料球比和矿浆浓度等因素有关,一般占75%~90%。通常采用的棒磨机、球磨机、自磨机、砾磨机等磨矿方式,基本上都是把电能转化为机械能,机械能再转化为破碎功。这种磨矿方式中,大量的能量转化为声、光、热能而散失,真正用于物料破碎的能量很少,能效很低,因此,如何改进磨矿方式和磨矿结构、优化磨矿条件、研制新的磨矿设备,采用自动控制等措施来提高磨矿效率、降低磨矿功耗将是磨矿人员的重要课题。

12.2 磨矿设备

12.2.1 棒磨机

用长的金属棒作研磨介质的磨矿设备叫棒磨机。棒磨机的特点是在磨矿过程中,磨矿介质与矿石呈线性接触,因此具有选择性磨碎作用,产品粒度比较均匀,过粉碎矿粒少。在用于粗磨,产品粒度为1~3mm时,棒磨机的处理量大于同规格的球磨机;当用于细磨,产品粒度小于0.5mm时,磨矿效果不如同规格的球磨机。棒磨机的给矿粒度一般为15~25mm,当棒

磨机的直径大于 2400 mm 时,给矿粒度上限可达 40 ~ 50 mm,产品粒度上限可达 1 ~ 3 mm。在工业上,棒磨机一般用在嵌布粒度较粗的矿石或者嵌布粒度粗细不均匀、容易过粉碎的矿石的第一段磨矿作业。近年来,在单一贵金属矿山,棒磨机极少应用。

12.2.2 球磨机

磨矿介质为球体的磨矿设备叫球磨机,习惯上把磨矿介质为圆台、短柱、球柱等的磨矿设备也叫球磨机。根据排矿方式不同,选矿厂常用的球磨机有格子型和溢流型两种。格子型又分为短筒型和长筒型两类。短筒型用于粗磨,长筒型用于细磨。

格子型球磨机的排矿端设有格子板。其优点为矿浆液面比较低,能及时排出合格产品,减少了矿石的过粉碎,磨矿效率高,单位处理量比同规格的溢流型球磨机高 15% 左右;装球量较多。缺点为构造复杂,格子板易坏,维修量大,设备重,价格高。格子型球磨机产品的粒度上限一般为 0.2 ~ 0.3 mm,因此,常用于第一段磨矿,且常与螺旋分级机构成闭路。

溢流型球磨机的主要优点是构造简单,易于管理维修,磨矿产品粒度细(一般小于 0.2 mm)。缺点是排矿液面高、矿浆在磨矿机内停留时间长、单位容积处理量低、排矿粒度不均匀、易产生过粉碎。溢流型球磨机适用于两段磨矿中的第二段磨矿和中间产品的再磨。

球磨机由于结构简单,可以通过改变内径和内长,制造出不同规格的球磨机,满足不同规模和用途的需要,如特大型的球磨机有 $D \times L = 6.5 \text{ m} \times 9.65 \text{ m}$,有效容积 300 m^3 ,处理能力达到 1000 t/h 。球磨机生产平稳、可靠,对浮选有利;球磨机适应性强,可以对各种物料进行粗、中、细甚至超细的磨碎。球磨机使用范围很宽,是目前选矿厂的主要磨矿设备。

但是球磨机也有许多不足,主要表现在:介质运动需要克服地球的引力,额外地消耗能量,通常球磨机磨碎 1 t 物料约需 $10 \sim 30 \text{ kW} \cdot \text{h}$,细磨时能耗更高;钢球、衬板消耗大,特别是湿式磨矿再加入调整剂,矿浆的化学腐蚀更加大了钢球、衬板的消耗,通常磨碎 1 t 矿石钢耗约为 $0.500 \sim 1.5 \text{ kg}$,因此,研制耐磨钢球和耐磨衬板是非常必要的;由于钢球介质对物料的粉碎作用是随机的,缺乏选择性,磨矿产品粒度不均匀,容易过粉碎,所以,球磨机很少开路工作,经常与分级设备构成闭路,以保证产品粒度合乎要求。

12.2.3 棒磨机及球磨机的计算

棒磨机及球磨机的计算一般采用容积法和功耗法。下面主要介绍容积法。

12.2.3.1 q 值的计算

设计中所用的 q 值,一般采用工业性试验指标或同类选矿厂的磨矿机实际生产指标 q_0 ,此时 $q \approx q_0$ 。如没有上述指标,只有取情况相似选矿厂的磨矿生产指标 q_0 ,在考虑磨矿机的型式、矿石性质、给矿及产品粒度等因素的差异,进行计算:

$$q = K_1 K_2 K_3 K_4 q_0 \quad (12-2)$$

$$q_0 = Q_0 (\beta_2 - \beta_1) / V \quad (12-3)$$

$$K_2 = [(D_1 - 2b_1) / (D_2 - 2b_2)]^n \quad (12-4)$$

$$K_4 = m_1 / m_2 \tag{12-5}$$

式中 q ——设计中拟选用的磨矿机按新生成的级别(- 0. 074 mm) 计算的单位处理量, $t/(m^3 \cdot h)$;
 q_0 ——生产中使用的磨矿机按新生成的级别(- 0. 074 mm) 计算的单位处理量, $t/(m^3 \cdot h)$;
 Q_0 ——生产中使用的磨矿机处理量, $t/(台 \cdot h)$;
 β_1 ——生产中使用的磨矿机给矿中小于 0. 074 mm 级别的质量分数, % ;
 β_2 ——生产中使用的磨矿机产品中小于 0. 074 mm 级别的质量分数, % ;
 V ——生产中使用的磨矿机的有效容积, m^3 ;
 K_1 ——被磨矿石的磨矿难易度系数, 参照表 12-2 确定;
 K_2 ——磨矿机的直径校正系数;
 n ——可变指数, n 值与磨机直径、形式的关系查表 12-3, $n = 0. 5$ 时的 K_2 值查表 12-4;
 D_1 ——设计中拟选用的磨矿机直径, m ;
 b_1 ——设计中拟选用的磨矿机衬板厚度, m ;
 D_2 ——生产中使用的磨矿机直径, m ;
 b_2 ——生产中使用的磨矿机衬板厚度, m ;
 K_3 ——设计中拟选用的磨矿机的型式校正系数, 查表 12-5;
 K_4 ——磨矿机的不同给矿粒度和不同产品粒度差别系数;
 m_1 ——设计中拟选用的磨矿机按新生成的级别(- 0. 074 mm) 计算的、在不同给(排) 粒度条件下的相对处理量, 查表 12-6;
 m_2 ——生产中使用的磨矿机按新生成的级别(- 0. 074 mm) 计算的、在不同给(排) 粒度条件下的相对处理量, 查表 12-6。

表 12-2 矿石的磨矿难易度系数 K_1

矿石类型	普氏硬度	K_1
易碎性矿石	<5	1. 25 ~ 1. 4
中等可碎性矿石	5 ~ 10	1. 0
难碎性矿石	> 10	0. 85 ~ 0. 70

注: 当设计与生产的矿石性质相同时, $K_1 = 1$ 。

表 12-3 n 值与磨矿机直径及形式的关系

磨矿机直径 D/m	n 值	
	球磨机	棒磨机
2. 7	0. 5	0. 53
3. 2	0. 5	0. 53
3. 6	0. 5	0. 53
4. 0	0. 5	0. 53
4. 5	0. 46	0. 49
5. 5	0. 41	0. 49

表 12-4 磨矿机的直径校正系数 K_2

生产中使用的磨矿机的直径 D_2/m	设计中拟选用的磨矿机直径 D_1							
	900	1200	1500	2100	2700	3200	3600	4000
900	1.0	1.19	1.34	1.66	1.85	2.07	2.10	2.26
1200	0.84	1.0	1.14	1.40	1.63	1.74	1.76	1.91
1500	0.74	0.87	1.0	1.22	1.46	1.52	1.55	1.69
2100	0.60	0.71	0.81	1.0	1.17	1.25	1.30	1.41
2700	0.51	0.61	0.70	0.85	1.0	1.09	1.17	1.25
3200	0.47	0.57	0.64	0.80	0.92	1.0	1.07	1.12
3600	0.46	0.55	0.62	0.76	0.86	0.94	1.0	1.06
4000	0.44	0.52	0.59	0.71	0.81	0.89	0.95	1.0

表 12-5 磨矿机的形式校正系数 K_3

参 数	格子型球磨机	溢流型球磨机	棒 磨 机
K_3	1.0	0.9~0.85	1.0~0.85

表 12-6 不同给矿和排矿粒度条件下的相对处理量 m_1 、 m_2 值

给矿粒度 D_{95}/mm	产品粒度/ mm						
	0.5	0.4	0.3	0.2	0.15	0.10	0.074
	产品粒度中小于 0.074 mm 粒级的质量分数/%						
	30	40	48	60	72	85	95
40~0	0.68	0.77	0.81	0.83	0.81	0.80	0.78
30~0	0.74	0.83	0.86	0.87	0.85	0.83	0.80
20~0	0.81	0.89	0.92	0.92	0.88	0.86	0.82
10~0	0.95	1.02	1.03	1.00	0.93	0.90	0.85
5~0	1.11	1.15	1.13	1.05	0.95	0.91	0.85
3~0	1.17	1.19	1.16	1.06	0.95	0.91	0.85

12.2.3.2 设计中拟选用的磨矿机处理量的计算

设计中拟选用的磨矿机处理量(不包括闭路磨矿的返回矿量)按下式计算:

$$Q_d = V_d q / (\beta_{d_2} - \beta_{d_1}) \tag{12-6}$$

式中 Q_d ——设计中拟选用的磨矿机处理量, $\text{t}/(\text{台} \cdot \text{h})$;

V_d ——设计中拟选用的磨矿机有效容积, m^3 ;

β_{d_2} ——设计中拟选用的磨矿机产品中小于 0.074 mm 级别的质量分数, %;

β_{d_1} ——设计中拟选用的磨矿机给矿产品中小于 0.074 mm 级别的质量分数, %;

q 同式 12-2。

若无实际生产资料, β_{d_1} 和 β_{d_2} 可参照表 12-7 和表 12-8 取值。

表 12-7 破碎产品中小于 0.074 mm 的质量分数 (%)

矿石类型	破碎产品粒度/ mm				
	40~0	20~0	10~0	5~0	3~0
难碎性矿石	2	5	8	10	15
中等可碎性矿石	3	6	10	15	23
易碎性矿石	5	8	15	20	25

表 12-8 斑岩铜矿破碎、磨矿产品中小于 0.074 mm 的质量分数

破 碎		磨 矿	
产品粒度/mm	-0.074 mm 质量分数/%	产品粒度/mm	-0.074 mm 质量分数/%
		1~0	30
		0.4~0	40
40~0	3	0.3~0	48
20~0	6	0.2~0	60
10~0	10	0.15~0	72
5~0	20	0.1~0	85
3~0	23	0.074~0	95

12.2.3.3 设计中拟选用的磨矿机台数的计算

设计中拟选用的磨矿机的台数需根据设计流程的原始给矿量 Q_a 按下式计算：

$$n_d = Q_a / Q_d \tag{12-7}$$

式中 n_d ——设计中拟选用的磨矿机需要的台数,台;
 Q_a ——设计流程中要求的原始给矿量,t/h;
 Q_d ——设计中拟选用的磨矿机的处理量,t/(台·h)。

12.2.3.4 两段磨矿的磨矿机台数的计算

贵金属选矿厂常用的两段磨矿流程有两种:(1)第一段球磨开路磨矿,第二段球磨闭路磨矿;(2)第一、第二段球磨全为闭路磨矿。

上述两种磨矿回路的磨矿机计算选择方法不完全相同,但要计算准确,必须进行修正。结合上述两种磨矿回路,选择磨矿机台数的容积法中有一次计算法和分段计算法两种,分述如下。

A 一次计算法

一次计算法适用于对第一段磨矿产品无特定要求的连续作业(中间没有选别作业)。计算的步骤是先计算两段磨矿所需的总容积;然后是两段磨矿的容积分配,最后计算每段所需台数和规格。计算过程如下：

$$V_{1,2} = Q_a(\beta_3 - \beta_1) / q_{0.1,2} \tag{12-8}$$

式中 $V_{1,2}$ ——两段磨矿所需的总容积,m³;
 Q_a ——设计流程中磨矿作业的原始给矿量,t/h;
 β_1 ——第一段磨矿给矿中粒度小于计算级别的质量分数,%;
 β_3 ——第二段磨矿产品中粒度小于计算级别的质量分数,%;
 $q_{0.1,2}$ ——两段磨矿按新生成级别(-0.074 mm)计的单位生产量(可选用实验数据或生产实践指标),t/(m³·h)。

当两段磨矿全为闭路时,两段的容积分配为 1:1,即:

$$V_1 = V_2 \tag{12-9}$$

式中 V_1, V_2 ——分别为设计需要的第一段、第二段磨矿机的有效总容积,m³。

当两段磨矿机中第一段为开路、第二段为闭路时,两段的容积分配比为:

$$V_2 / V_1 = 2 \sim 3 \tag{12-10}$$

当第一段为格子型,第二段为溢流型磨机时,两段磨机容积分配关系为:

$$V_{1,2} = V_1 K [(D_1 - 0.15)/(D_2 - 0.15)]^{0.5} + V_2 \quad (12-11)$$

式中 D_1, D_2 ——分别为选用的第一、第二段磨矿机的有效直径, m;

K ——磨矿机型式差别系数,将第一段格子式球磨机折算为第二段溢流型球磨机时, $K = 1.10 \sim 1.15$;

其余符号同前。

为了控制第一、第二段磨矿产品量和力度,避免两段磨矿负荷不均,需求取第一段磨矿产品的粒级含量:

$$\beta_2 = \beta_1 + (\beta_3 - \beta_1)/(1 + Km) \quad (12-12)$$

式中 β_2 ——第一段磨矿产品中粒度小于计算级别的质量分数, %;

K ——两段磨矿机的单位处理能力比值,粗略计算时, $K = 0.8 \sim 0.85$;

m ——两段磨矿机容积之比,当选用两段闭路磨矿流程时, $m = 1$,当第一段为开路,第二段为闭路的两段磨矿时, $m = 2 \sim 3$ 。

B 分段计算法

分段计算法适用于给入磨矿机的矿石含泥量较多,选别作业对第一段磨矿产品粒度有特定要求的两段磨矿流程所需磨矿机的选用计算。通过试验或参考类似选矿厂的生产实际指标,确定第一段和第二段按新生成计算级别的单位生产能力 q_1 和 q_2 ,以及第一段和第二段磨矿的最终产品中小于计算级别的含量 β_2, β_3 。然后以这些选定的指标按设计流程中的原始给矿量 Q_0 ,计算选择磨矿机的有效容积,并确定磨矿机台数,即:

$$V_1 = Q_1 (\beta_2 - \beta_1)/q_1 \quad (12-13)$$

$$V_2 = Q_2 (\beta_3 - \beta_2)/q_2 \quad (12-14)$$

式中 q_1, q_2 ——第一段、第二段按磨矿机新生成计算级别的单位处理量, $t/(m^3 \cdot h)$;

其余符号同前。

磨矿机类型及主要技术性能见表 12-9。

12.2.4 自磨(半自磨)机

物料在磨机内靠自身或与磨机衬板间相互冲击、研磨而碎裂的磨矿方式叫自磨。物料能否实现自磨,关键在于自磨机在运转的过程中被磨物料能否形成足够量的研磨介质。在自磨过程中,物料的破碎有两种方式:磨剥和碎解。磨剥是指物料从大块物料表面碎裂出较小颗粒,碎解是指较小颗粒受大块物料表面冲击,其自身内在的裂缝扩展而形成的碎裂。如果大块物料易于碎解,则自磨机内作为研磨介质的大块物料偏少,中小块物料偏多,而中小块物料作为研磨介质的效能不够,它们越积越多,便形成“难磨颗粒”(也叫顽石)。难磨颗粒在磨机中过多积累就会降低自磨效果,最终导致自磨机“胀肚”而破坏自磨过程。

自磨机有干式自磨机和湿式自磨机两种。干式自磨机靠风力运输,干式自磨自 20 世纪 50 年代在工业应用,中国也在 20 世纪 60 ~ 70 年代建了一些干式自磨厂。干式自磨选择性强,产品粒度均匀,对纤维状和片状物料有利,适用于干旱缺水地区、对物料干式加工或干式选矿的干式磨矿作业。由于干式自磨机的风力分级系统设备多、灰尘量大及干式选矿生产指标不佳等原因,较少采用干式自磨机。湿式自磨自 20 世纪 70 年代发展起来,原设想是简

表 12-9 磨矿机类型及主要技术性能

类 型	型号及规格	有效容积 /m ³	筒体转速 /r·min ⁻¹	最大装球 (棒)量/t	电机功率 /kW	电机电压 /V	外形尺寸(长×宽×高) /mm×mm×mm	最重部件 质量/t	设备质量 /t
湿式格子型 球磨机	MQG900×900	0.45	39.2	0.96	17	380	4080×2210×2020	1	4.62
	MQG900×1800	0.90	39.2	1.92	22	380	5080×2280×2020	2.04	5.70
	MQG1200×1200	1.1	31.33	2.40	30	380	5190×2800×2500	2.28	11.90
	MQG1200×2400	2.2	31.33	4.80	55	380	6500×2860×2500	4.24	14.10
	MQG1500×1500	2.2	29.2	5	60	380	6020×3200×2700	3.63	15.00
	MQG1500×3000	4.4	18.5	10	95	380	7800×3200×2700	6.92	18.0
	MQG1500×3000(低速)	4.4	18.5	10	95	380	7800×3300×2700	6.92	18.0
	MQG2100×2200	6.5	23.8	15	155	380	8000×4700×4400	10.23	43.15
	MQG2100×3000	9		20	210	380	8800×4700×4400	13.77	45.47
	MQG2700×2100	10.1	20.6	23	260/200	3000/6000	9480×5687×4675	14.90	62.00
	MQG2700×2700	14	20.6	29	310/240	3000/6000		18.70	64.00
	MQG2700×3600	18.5	20.6	39	400	6000	9765×5827×4675	24.7	69.00
	MQG3200×3000	21.8	18.5	46	500	6000		27.0	108.0
	MQG3200×3600	26.2	18.5	54	630	6000	11600×7200×5700	32.0	139.5
	MQG3200×4500	31	18.6	65	800	6000	13000×7300×5700	52.4	136.0
	MQG3600×3900	36	17.5	75	1000	6000	15200×7700×6300	42.7	145.0
	MQG3600×4500	41	17.3	87	1250	6000	15200×7700×6300	49.3	152.0
	MQG3600×6000	57	17.8	120	1600	6000	17000×8800×6800	63.5	189.0
湿式溢流型 球磨机	MQY900×1800	0.90	39.2	1.66	22	380	5080×2380×2020	2.04	5.80
	MQY1200×2400	2.2	31.23	4.80	55	380	6570×2867×2540	4.24	12.24
	MQY1500×2000	3.4		8	95	380	7440×3340×2760		16.28
	MQY1500×3000带泥勺	5	29.2	9	95	380	7800×3200×2700	6.92	17.18

续表 12-9

类 型	型号及规格	有效容积 /m ³	筒体转速 /r·min ⁻¹	最大装球 (棒)量/t	电机功率 /kW	电机电压 /V	外形尺寸(长×宽×高) /mm×mm×mm	最重部件 质量/t	设备质量 /t
湿式溢流型 球磨机	MQY1500×3000	5	26	8	95	380	7445×3341×2766	6.6	16.25
	MQY2100×2200	6	23.8	18	210	380	8800×4700×4400		43.0
	MQY2100×3000	9	23.8	18	210	380	8800×4740×4420	13.77	43.78
	MQY2100×4500	13.5	23.8	18	210	380	10300×4830×3790	20.96	55.53
	MQY2700×2100	10.4	21.8	24	280	6000	9400×5600×4700	18.59	63.85
	MQY2700×3600	18.5	20.6	35	400	6000	9765×5827×4675	24.70	69.0
	MQY2700×4000	20.6	20.6		400	6000		28.90	71.10
	MQY3200×4500	32.8	18.5	61	630	6000	12700×7267×5652	39.50	115
	MQY3200×5400	39.3	18.5	77	800	6000		47.3	
	MQY3600×4500	41	17.5	76	1000	6000	15010×7230×6326	49.3	153
	MQY3600×6000	55	17.3	102	1250	6000	17440×7755×6326	67.5	154
	φ900×900 φ900×1800	0.45 0.90	39.2 39.2	0.96 1.92	17.0 22	380 380	3120×2210×2020 3620×2230×2020	1.0 2.04	4.6 5.70
干式球磨机	φ1200×1200 φ1200×2400	1.1 2.2	31.33 31.33	2.40 4.8	30 55	380 380	5150×2800×2500 6488×2860×2500	2.27 4.24	10.5 13.2
	φ1500×1500 φ1500×3000	2.2 4.4	29.2 29.2	4 8	60 95	380 380	6020×3200×1700 7800×3200×1700	3.6 6.9	13.48 18
	φ1500×3000 双仓		29.2		95	380	7400×3300×1800	7.4	17.44
	φ2700×1450 周边排矿	7.4	21.23	3	55	380	6255×3562×4519	14.24	22.56
	φ2200×4400 风扫磨		22.63	18.5	245	380	10525×4921×3704	28.3	45.92

续表 12-9

类 型	型号及规格	有效容积 /m ³	筒体转速 /r·min ⁻¹	最大装球 (棒)量/t	电机功率 /kW	电机电压 /V	外形尺寸(长×宽×高) /mm×mm×mm	最重部件 质量/t	设备质量 /t
湿式棒磨机	φ450×980		46.0		3.0	380	1695×751×1720		
	φ900×1800	0.9	35.4	2.5	22	380	5060×3380×2020	2.04	5.37
	φ900×2400	1.2	35.4	3.55	30	380	5670×3380×2020	2.55	5.88
	φ1500×3000	5	26	8	95	380	7635×3341×2766	6.92	18
	φ1500×3000 中间排矿	4.4	26	13	95	380	7497×3341×2766	7.36	17.29
	φ2100×3000	9	20.9	25	210	380	8600×4700×4400	13.77	42.18
	φ2100×3000 中间排矿	9	20.9	25	210	380	9100×4700×4420	17.5	57
	φ2700×3600	18.5	18	46	400	6000	9735×5757×4675	24.70	68.0
	φ2700×4000	20.6	18	46	400	6000		28.9	73.3
	φ3200×4500	32.8	18	82	630	6000	12700×7232×5652	39.5	108
干式棒磨机	φ3600×4500	43	14.7	110	1250	6000	15200×8800×6800	46.84	159.9
	φ3600×5400	50	15.1	124	1000	6000	15910×8040×6726	60.7	150
湿式自磨机	φ2100×3000 周边排矿	9	20.9	25	210	380	8100×4740×4420	13.77	43.78
	φ4000×1400	16	17		245	380	9862×5222×4200	43.43	63.94
	φ5500×1800	41	15		800	6000	11600×7200×4630	110.88	159.5
	φ7500×2500	102	12		2500	6000	18130×13400×11090	258	456.82
	φ7500×2800	115	12		2500	6000	18432×13404×11090	265	463.82
干式自磨机	φ4000×1400	16.0	18		240	6000	8122×6002×5445	51.66	81.49

注:M代表磨矿机,Q代表球磨机,G代表格子型,Y代表溢流型。

化常规磨碎流程、节省投资和生产费用。几十年的生产实践表明,湿式自磨有两大优点:矿石含水分较大、含泥多时,湿式自磨可以省去破碎工序的洗矿作业;矿石不易形成难磨颗粒,或者难磨颗粒适宜做砾磨的介质。湿式自磨机靠水力输送,所需的辅助设备较少、微量灰尘、物料输送方便、易于管理维修等优点,应用较为广泛。但是,湿式自磨产量及产品粒度波动较大,作业率低于球磨,单位耗电高于球磨,单段自磨处理能力低,必须后接球磨或砾磨才能发挥其效能。

自磨机的给矿粒度约为 200 ~ 350 mm,一般大于 100 mm,最大为 300 ~ 350 mm,经一次自磨机磨矿以后,排出的产品粒度可达几个毫米以下,因此,自磨机的应用可简化碎磨流程。自磨机的磨矿过程也具有选择性碎磨作用,过粉碎矿粒少。在磨矿过程中可以不加或加少量钢球,加钢球(添加量约占磨矿机容积的 2% ~ 8%),用以消除“难磨粒子”。湿式自磨机通常采用筛分机、螺旋分级机或水力旋流器等作为分级设备。干式自磨机采用由风力分级设备组成的风力分级系统进行分级。

影响湿式自磨的因素主要有:

(1) 给料粒度,尽量减少 80 ~ 20 mm 的顽石,防止顽石积累。

(2) 料位控制,自磨机的料位是指被磨物料容积占自磨机有效容积的百分比。料位低说明供料不足,影响磨机处理能力,加剧衬板的磨损;料位高,则降低大块的破碎能力,自磨效率降低,加速难磨颗粒的积累,容易导致“胀肚”,所以,控制自磨机适宜的料位非常重要,一般通过采用自动控制调节给矿速度、排出自磨机中的难磨颗粒、加入大钢球等手段来控制料位。

(3) 自磨机的运动形态也很重要,应该保持自磨机的最佳转速。

由于自磨机中的难磨颗粒不容易消除,自磨机的磨矿效率比较低,许多选厂采用在自磨机中添加少量钢球以加速破碎难磨颗粒、提高自磨效率的半自磨流程。半自磨是相对于全自磨来讲的,加入的钢球尺寸一般为 150 mm 左右,钢球的添加量一般占自磨机有效容积的 3% ~ 6%,钢球添加量太少效果不明显,太多又破坏自磨过程,衬板磨损加剧,耗球增多。半自磨机绝对不能在无料或料层太薄时运转,否则衬板极易损坏。由于半自磨能提高磨机处理量、减少自磨生产波动,所以,在工业上半自磨基本上逐步取代了自磨。

半自磨应用在国内国外都有许多成功的实例,在中国的有色金属行业也有许多选厂在使用。国外有人在 20 世纪 80 年代曾经详细进行过规模为 36280 t/d 和 18140 t/d 选厂常规碎矿流程与半自磨流程生产经济技术比较,见图 12-4 ~ 图 12-7。

经过两种规模、两种碎磨回路的投资和生产费用的比较,研究人员得出的结论是:半自磨流程优于常规细碎磨矿流程,由于半自磨车间的基建投资低于第二、第三段破碎车间的投资,半自磨流程的产品比常规破碎流程的产品细,所以半自磨流程的后续球磨机投资低于常规流程,使半自磨流程的投资大约节省 30%;在生产成本上,尽管半自磨流程的直接动力消耗大于常规流程,但在运输和收尘动力消耗上,半自磨要节省很多,半自磨流程总的动力消耗要低于常规破碎流程,同时,半自磨流程使用的设备少,设备维修和清理所需的劳务费用低,所以,半自磨流程的生产费用低于常规破碎流程。

半自磨流程在许多矿山,尤其是矿石含泥多的矿山得到了推广和发展。

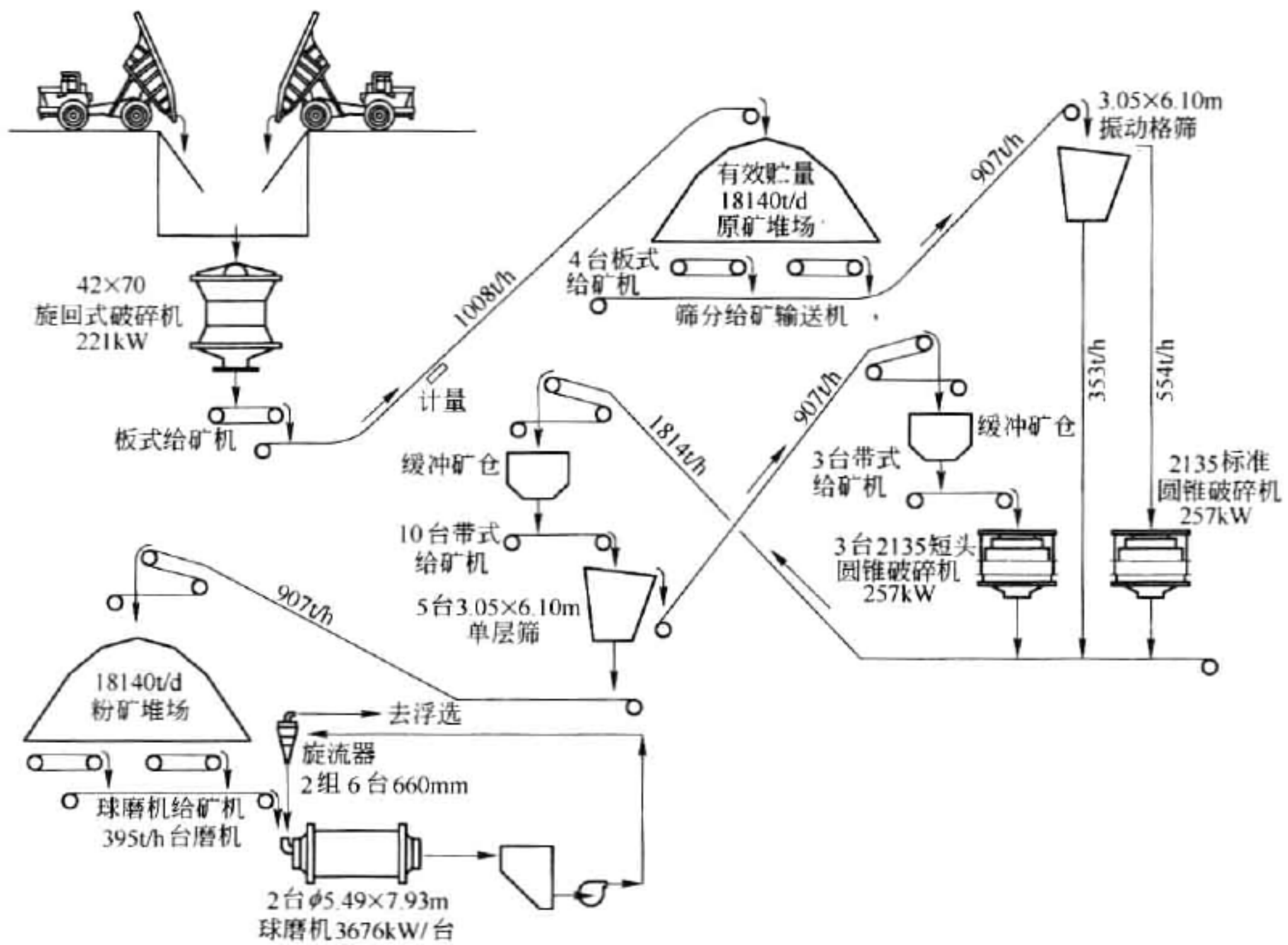


图 12-4 18140 v/d 常规碎矿流程

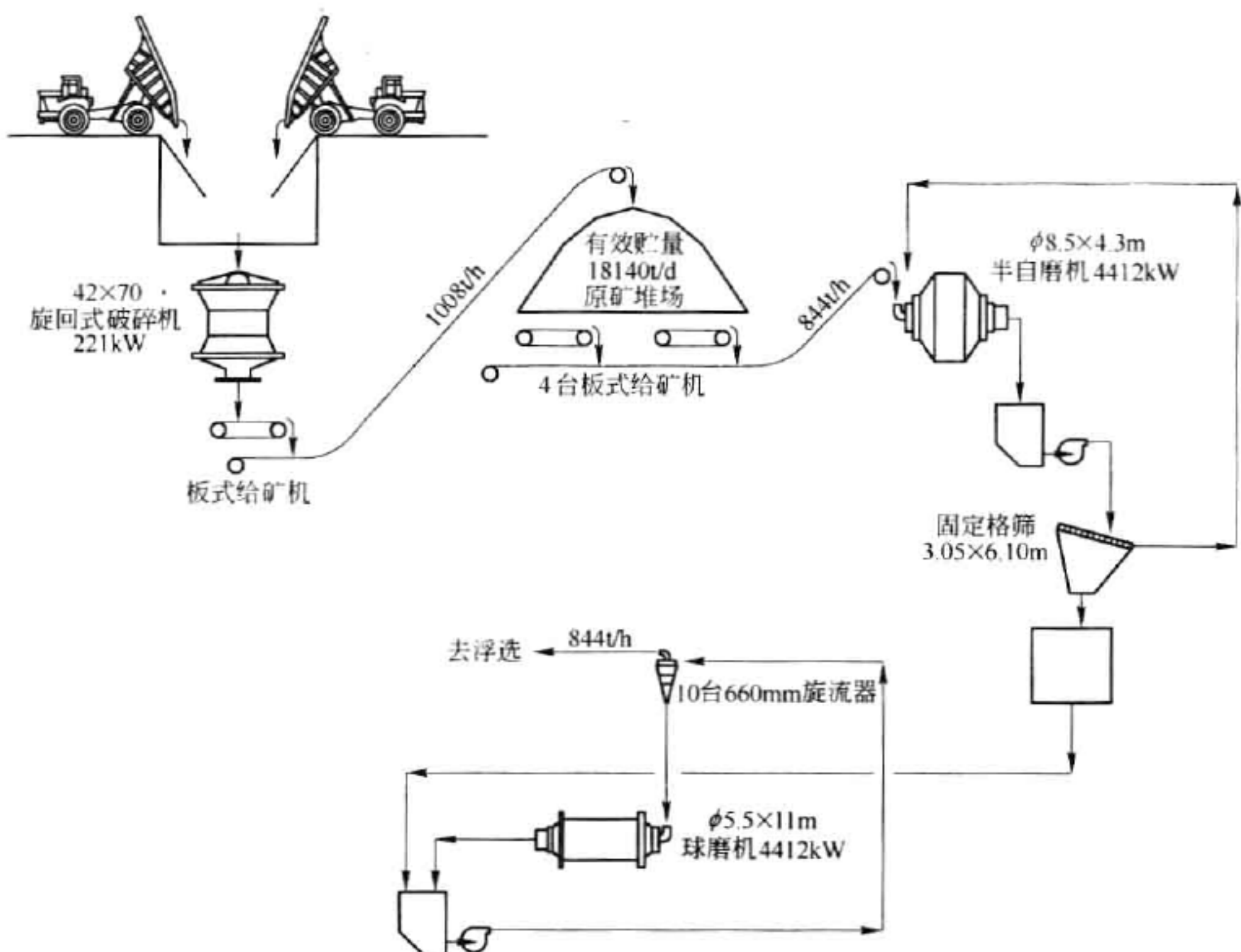


图 12-5 18140 t/d 半自磨碎矿流程

12.2.5 砾磨机

砾磨机常用于两段磨矿第二段细磨作业。砾磨机的磨矿介质可以用破碎后的部分块状矿石;也可用自磨机中排出的“难磨粒子”或砂石厂的自然形成的卵石。由于不用金属介质,磨矿降低了钢耗;当贵金属选矿厂用砾磨机磨矿时,还可减少铁对贵金属的选矿过程的污染,改善选别效果。其缺点是生产能力低。

12.2.6 磨矿设备在生产中需要注意的事项、常见故障及解决方法

磨矿设备是贵金属选矿厂最重要的设备之一。磨矿设备的运转情况与整个选矿厂的生产运行情况息息相关,所以,从设备选型、安装、试车投产到正常运行,磨矿机都是重点关注的对象。

- 在安装磨矿机的时候,要注意以下几个问题:
- (1) 磨矿机的基础一定要坚固、结实,既要承受磨机自重和矿石的重量,又要承受磨机运转产生的冲击力,还要与周围建筑物的基础隔开,防止产生共振;
 - (2) 在安装的顺序上,要严格按照生产厂家的要求和设计要求,按先后顺序进行安装,保证安装精度,严格控制误差范围,尤其是对底盘、主轴承、磨机筒体及传动装置和给料器的安装要严格按照设计要求进行,不能麻痹大意,给以后的生产带来麻烦。

- 在磨矿机试车运行时,要注意以下几点:
- (1) 试车前的准备工作要充分,要检查电动机的绝缘和运转情况,各个部件的紧固情况,润滑油的添加及润滑情况,密封装置是否符合质量要求,各个防护装置是否可靠齐全,空载盘车时磨机与其他物体有无碰撞接触等相关问题。
 - (2) 空负荷试车时,要在不装介质和物料的情况下进行磨机的空负荷运转 8 ~ 16 h,确保磨机运转平稳、无异常声音、无漏油、无松动、主轴承温升在规定温度以下,其他部件也都正常运转,否则,要认真检查解决后才能开车。
 - (3) 在带负荷试车时,一定要按顺序分阶段进行试车。首先,是在空载试车正常的情况下进行,带载时要逐步加载,不能一次满负荷。先装入正常充填率 25% ~ 30% 的磨矿介质和适当的物料及水,运转 8 ~ 10 h 后,认真检查各个部件的运转情况,确定无误后再添加磨矿介质到正常状态。加入正常的物料进行满负荷试车,运行 10 ~ 20 h 后,检查磨机的运行稳定情况,电机的温升情况、润滑油的温升是否符合要求,磨机各部件是否有漏油、漏水和漏浆情况,只有在全部问题都解决后,才能进行正常生产。磨矿机易发生的故障及解决方法见表 12-10。

表 12-10 磨矿机易发生的故障及解决方法

故障现象	产生原因	排除方法
主轴承温度过高	润滑油中断、油量不足、润滑油过稠或过稀、润滑油型号不符合要求、油质变坏、气温低造成润滑油黏度过大;轴瓦没研磨好、质量低;轴与轴承之间进入杂质	检查润滑油的型号和质量,停止使用冷却水或热电偶;检查轴瓦;清除轴与轴承之间的杂质
主轴承冒烟,机器跳动;电机过负荷,主轴承发生点蚀或熔化现象	主轴承安装误差太大;筒体或中空轴变形或润滑油纯度、黏度不符合要求,主轴承温度过高;润滑油中有水;杂物进入摩擦面	更换轴承;加大水量或补充冷却水;更换润滑油,清洗和修理主轴承和中空轴;更换润滑油;重新浇铸巴氏合金

续表 12-10

故障现象	产生原因	排除方法
磨机启动困难,电动机启动电流过大,有超负荷现象	磨机内介质与矿石结块;电流表或线路有问题;电机三相不平衡;主轴承瓦口过紧;给矿箱内存有矿石或钢球	加水盘车,使介质松动,实在不行,打开人孔用撬棍松动;请电工人员检查解决;逐项检查,然后解决不平衡相;研磨瓦口,适当加大轴与瓦间的间隙;打开给矿箱处理孔,清理矿和球
给矿量不变而排矿量减少,磨机生产力下降	给料器阻塞或磨穿,勺头脱落;分级槽漏浆或返砂槽阻塞、漏浆;磨矿机发生“胀肚”;介质充填率低,未按时补加介质	停止磨机,处理阻塞物,给料器磨穿时补焊或更换;检查分级槽和返砂槽漏浆处,进行补焊,适当加大返砂水,提高返砂流动性;停止给矿,加大冲洗水;停止磨机,测量介质充填率,合理补加磨矿介质
筒体或端盖螺钉处漏浆,磨机排料端吐球和吐大块矿石	固定衬板或格子板的螺母松动、密封垫损坏、螺钉拉断、衬板打坏或脱落,格子型磨机的格子板损坏或松动脱落;中心衬板松动开裂;溢流型磨机排料管中的反向螺栓严重磨损或胀肚等	更换螺钉和密封垫,拧紧螺母,添加紧锁螺帽、更换衬板,拧紧或更换格子板;调整格子板之间的间隙,均匀拧紧楔铁和螺钉;更换溢流型磨机的反向螺栓
传动齿轮啮合不好,有撞击声	齿轮过渡磨损;轴承松动;齿轮啮合不正确;齿轮加工精度不合要求;大齿轮径向跳动或轴向跳动过大;大齿轮联接螺钉或对口螺钉松动;小齿轮与减速机的联轴节不同心;润滑油质量不好或缺少润滑油	检查齿轮,调整齿轮间隙或更换齿轮;拧紧压盖螺钉或在压盖与轴承端面间加垫子、在轴承与轴配合的轴面上滚花或打点、更换轴承;校正齿轮和调整啮合间隙;误差太大时更换,不平时可通过热处理进行校平;检查并排除磨机跳动的因素;重新安装大齿轮;调整联轴节或更换弹性联轴节;清洁齿轮,更换润滑油
磨机过负荷现象,电流不稳定,油压降低或升高	磨矿介质充填率太高;主轴承润滑不足;传动系统部件过度磨损或有故障;油压下降或上升	计算并减少介质;查明润滑油不足的原因并补足;修理或更换零部件;检查油路,查找原因,加强冷却或更换润滑油
磨机内的声响减弱或增强	声音减弱可能是给料过多、矿块太大,给料量大于排料量,磨机开始胀肚;声音增高可能是给料量太少,磨矿介质直接打击衬板	减少给料或增大给料
磨机突然发生强烈振动和撞击声	齿轮啮合间隙混入铁杂质;小齿串轴;齿轮打坏;轴承或地脚螺栓松动	立即停止磨矿,清除铁杂质,并修复齿面;发生小齿串轴后,要立即停车,检查齿轮、轴承和箱壳,采取在轴上打滚花或点,或者重新加工,修复或更换齿轮箱;齿轮打坏时要立即停止磨矿,更换齿轮;调整齿轮,使之啮合,紧好地脚螺栓
电机电流不稳定	磨机“胀肚”,给矿器勺头松动或给矿器松动,返砂中有杂物,中空轴润滑不良	停止磨矿,紧固勺头或给矿器;停机,消除杂物;改善中空轴的润滑条件
筒体突然启动重	量不平衡,包括衬板材质和质量不一致,勺头和人孔的位置不正确,衬板厚度不一致等;齿轮过度磨损;电路故障或电流表损坏	尽量选用同一材质和质量衬板,重新调整衬板,调整勺头和人孔的位置;更换齿轮;检查电路或更换电流表

12.3 分级与分级设备

12.3.1 分级

12.3.1.1 概述

分级是根据固体颗粒在流体介质中沉降速度的不同而进行粒度分离的过程。分级的前

提条件是要有流体介质,一般常用的介质是水和空气,分级原理一样。在贵金属选矿工艺中,除少数干旱地区的沙金矿分选有用空气分离外,大部分是用水力分级。分级作业主要是为选矿后续作业提供粒度合适的物料,主要用于用筛分分级不经济的场合,用于从密度大的颗粒中分离密度小的颗粒,将粒度范围宽的物料分成粒度窄的物料。

影响固体颗粒在流体中沉降速度的因素有:颗粒大小、颗粒形状、颗粒密度和运动方式、介质黏度、颗粒体积、浓度等,因此,分级产品中粒度大小不是很精确。一般粒度大的颗粒和密度大的颗粒沉降速度快,多进入产品的下部,形成底流或沉砂,粒度小的和密度小的颗粒随流体从上部流出,这部分产品称为溢流。

分级过程中,流体和固体颗粒的运动形态主要有垂直流、水平流和旋转流三种,见图12-8。图中 u_a 为上升流, v_0 为颗粒沉降速度。无论何种运动形态(某粒级的颗粒)当 $v_0 > u_a$ 时,颗粒将下沉而进入底流; $v_0 < u_a$ 时颗粒将上浮,进入溢流。如果固体颗粒在沉降时只受流体的阻力作用,而不受其他任何机械力作用,为自由沉降,反之,则为干涉沉降。

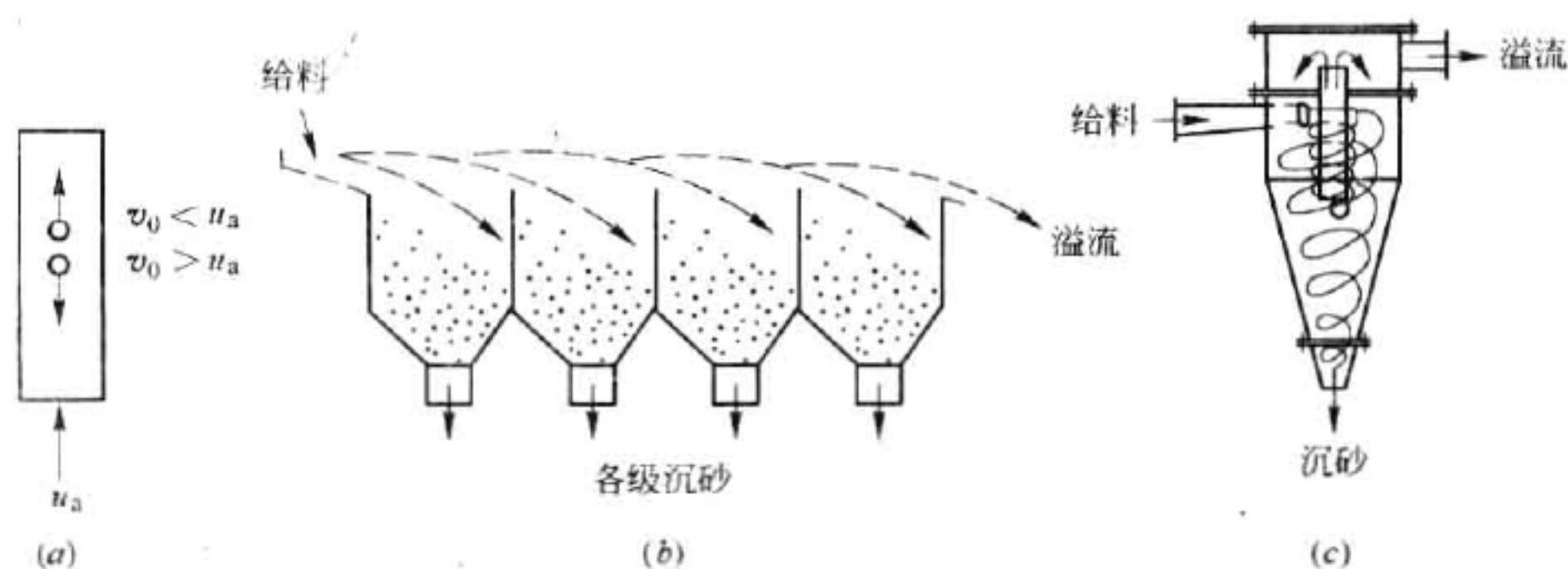


图 12-8 分级的基本原理示意图

12.3.1.2 分级产品粒度的几种表示方法

分级产品的粒度一般有三种表示方法:(1)粒度范围。以 $(-d_1 \sim +d_2)$ 表示, $-d_1 \sim +d_2$ 分别代表该粒级物料中最大和最小颗粒粒度。(2)分级粒度。它的意思是分级两产品(沉砂和溢流)的分界粒度。(3)分离粒度。特指分级物料在分级过程中进入沉砂和溢流中几率相等的该窄级别粒度,常以 d_{50} 表示, d_{50} 只能从分级效率曲线上求出。

12.3.1.3 评价分级设备工作的指标

评价分级设备工作的指标主要为分级效率、处理量、产品浓度和耗水量。由于其他几个指标很直观,所以,只讨论在选矿生产中比较重要的分级效率。

物料通过分级作业被分成粗、细两个产品,即生产中常说的“沉砂”和“溢流”。由于影响颗粒在水中运动方向的因素很多,所以分级出来的两种产品并不是严格按粒度分级,因此,就会产生沉砂中混入小于分级粒度的颗粒,而溢流中又混入大颗粒的情况。人们就用分级效率来考查分级机的生产效果,分级效率是评价某一分级过程或分级设备对某一窄级别物料进行粒度分离后,该指定粒级在分级产品中(粗粒级在沉砂中、细粒级在溢流中)有富集程度的指标。

常用的分级效率指标有:分级量效率、分级质效率、分级总效率、分级修正效率以及修正

效率的粒度值以相对粒度表示的分级折算效率等。

(1) 分级量效率是某指定粒级在分级溢流或沉砂中的回收率,也就是某指定粒级经过分级后,进入溢流中的质量与给料中的质量的百分数。常用下式表示:

$$E = \frac{\gamma\beta}{100\alpha} \times 100\% \quad (12-15)$$

根据小于分级粒度物料的量平衡关系:

$$100\alpha = \gamma\beta + (100 - \gamma)\nu \quad (12-16)$$

可以推出以下关系:

$$E = \frac{\beta(\alpha - \nu)}{\alpha(\alpha - \nu)} \times 100\% \quad (12-17)$$

式中 α, β, ν ——分别代表给料、溢流和沉砂中小于某粒级(或分级粒度)的百分含量, %;

γ ——分级溢流的产率, %;

E ——分级效率, %。

因此,只要将给料、溢流和沉砂中各产物按某粒级进行检查筛分就能够计算出分级的量效率。

(2) 分级质效率。由于分级产品中粗、细颗粒相互混杂,因此,评价分级产品质量时应该考虑粒级混杂程度,以粗粒级(+d)和细粒级(-d)在沉砂中回收率之差或细粒级(-d)和粗粒级(+d)在溢流中回收率之差表示分级质效率:

$$\text{沉砂质效率:} \quad E_{\text{质(沉)}} = E_{\text{沉+d}} - E_{\text{沉-d}} \quad (12-18)$$

$$\text{溢流质效率:} \quad E_{\text{质(溢)}} = E_{\text{溢-d}} - E_{\text{溢+d}} \quad (12-19)$$

$$\text{可以求出:} \quad E_{\text{质(沉)}} = E_{\text{质(溢)}} \quad (12-20)$$

即无论按沉砂或溢流计算,分级质效率是相等的。

$$\text{代入上式,可以求得:} \quad E = \frac{(\alpha - \gamma)(\beta - \alpha)}{\alpha(\beta - \gamma)(1 - \gamma)} \times 100\% \quad (12-21)$$

(3) 分级总效率为分级溢流量效率与沉砂量效率之和。它是反应粗、细粒级物料分别在沉砂和溢流中富集的总情况,更能确切反映分级机的工作情况。

(4) 分级修正效率是指分级沉砂中粗粒级量效率减去未经分级而“短路”进入其中的原料量所得的效率,分级产品的实际量效率扣除未经分级而描述的分级指标称为分级修正效率。

(5) 分级折算效率。修正效率的粒度 d_i 除以相对粒度,即 d_i/d_{50} 表示的分级效率。以相对粒度值绘制的曲线称为折算效率曲线。

12.3.1.4 分离粒度

指某一窄粒级物料在分级过程中趋于溢流和底流中的几率相等的该物料粒度值,即效率曲线上与分级效率等于50%相对应的粒度值。对于分级量效率,其分离粒度以 d_{50} 表示,又称“表观分离粒度”,对于修正分级效率,其分离粒度以 $d_{50(\text{溢})}$ 表示,又称“修正分离粒度”。通常 $d_{50} < d_{50(\text{溢})}$ 。

颗粒在流体中进行分级时部分给料未经分级而直接进入分级产品中的现象叫分级短路。产生短路的原因主要是当颗粒在流体中按沉降规律分级时,由于颗粒密度、形状的差异对颗粒分级产生干扰,还有分级设备本身的缺陷而产生部分未经分级而混入产品中。通常,

溢流中短路量较少,沉砂中短路量较多,特别是对含有密度大的物料,如贵金属矿物时,短路更严重。

12.3.2 分级设备

12.3.2.1 分级设备概述

分级设备是使物料在流体中按不同粒级分离的机器或装置。分级机的类型很多,一般按介质分主要有干式分级机和湿式分级机两大类。干式分级设备又有两种:不带运动部件,单靠颗粒在空气中沉降规律进行分级的设备,如沉降箱、旋风集尘器、布袋集尘器、文氏管集尘器等;带运动部件的风力分级机,分级机中附加转轮、圆盘等机械以增加分级效果,如旋流分散空气分级机、高速转盘式空气分级机、涡轮空气分级机。带运动部件类分级机分级效率较高,可用于微细及超细物料分级。湿式分级机用水作介质,种类很多,常见湿式分级机的设备种类和分级原理示意图见图 12-9。一般湿式分级机又分为 3 种:(1)机械分级机,其特点是沉砂利用某种型式的机构排出,常用的有螺旋分级机、耙式分级机、浮槽分级机等;(2)非机械分级机,沉砂靠重力或离心力从沉砂流中排出,如圆锥水力分级机、水力旋流器和磁力旋流器;(3)湿式筛分分级机,筛面在水中进行粒度分级作业,如旋流箱、立式圆筒筛、高频细筛、弧形筛等。各种湿式分级机基本参数见表 12-11。

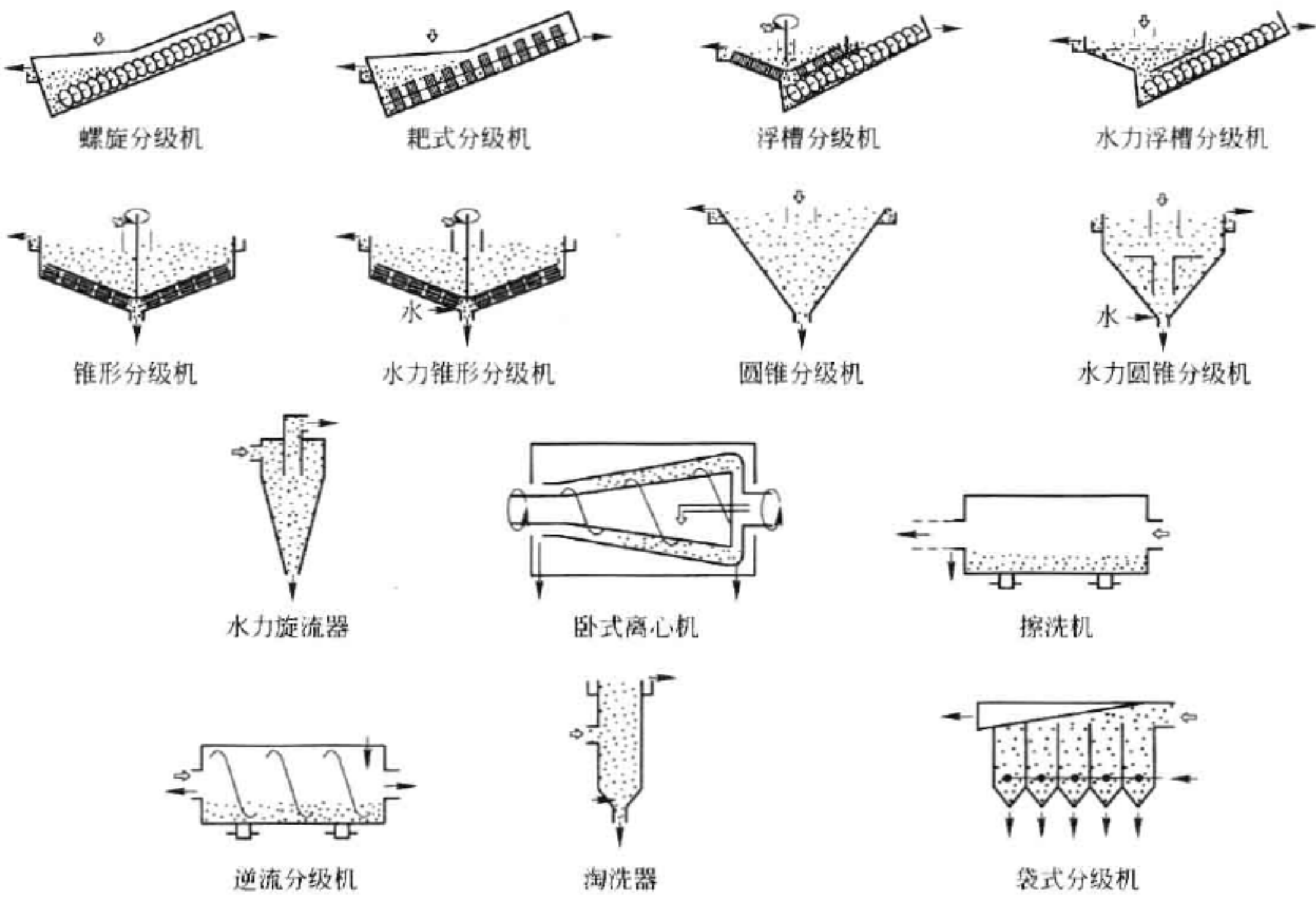


图 12-9 几种常见的湿式分级机

表 12-11 各种湿式分级机基本参数

分级机名称	适宜粒度(最大粒度) / μm (mm)	给料速度 / $\text{t} \cdot \text{h}^{-1}$	固体体积分 数/%	功率/kW	特点及应用
螺旋分级机	1000 ~ 45 (25)	5 ~ 850	无限制 2 ~ 20 45 ~ 75	0.4 ~ 110	用于磨矿回路中分级、洗矿、脱水、脱泥
耙式分级机	(100)	40 ~ 450		7.5 ~ 60	用于清除废物,砂矿脱泥、碎解胶结块,老选厂分级
浮槽分级机	150 ~ 45 (12)	5 ~ 225	无限制 0.4 ~ 8 50 ~ 60	浮槽:0.75 ~ 7.5 耙子:0.75 ~ 20	用于磨矿回路分级,特别是细粒分级,如中矿再磨
水力浮槽分级机	1000 ~ 100 (12)	5 ~ 225	无限制 0.4 ~ 8 50 ~ 65	供水:2.2 ~ 7.5 耙子:3.7 ~ 15	沉砂较干净,耗水量较小;用于闭路磨矿回路单段分级,分级和洗矿费用较高
锥形分级机	150 ~ 45 (6)	1 ~ 150	无限制 0.4 ~ 15 20 ~ 35	0.75 ~ 11	结构简单,分级效果较差;用于给料容积大、无限制时的第一段脱水
水力锥形分级机	1400 ~ 45 (25)	1 ~ 150	无限制 0.5 ~ 15 25 ~ 35	0.75 ~ 11	可得纯净的沉砂,需少量补加水;用于洗矿、脱泥和闭路磨矿
圆锥分级机	600 ~ 45 (6)	2 ~ 100	无限制 5 ~ 30 35 ~ 60	无	设备简单,投资低,分级效果较差,用于脱泥或第一段脱水
圆锥水力分级机	400 ~ 100 (6)	10 ~ 120	无限制 2 ~ 15 30 ~ 50	3 ~ 7.5	用于处理磨矿回路中水力旋流器底流
水力旋流器	300 ~ 5 (1400 ~ 45 μm)	约 20 m^3/min	4 ~ 35 2 ~ 15 30 ~ 50	35 ~ 400 kN/m^3 (压力)	价格低廉,广泛用于磨矿回路;在处理低浓度矿浆时能有效分离极细颗粒;用于脱泥、脱水
卧式分级机	74 ~ 1 (6)	0.04 ~ 2.5 m^3/min	2 ~ 25 0.4 ~ 20 5 ~ 50	11 ~ 110	费用相当高,用于较细颗粒分离
擦洗机	(450)	约 700		1 ~ 55	与耙式分级机类似,但擦洗作用轻,用于去掉砂石中的黏土或其他废物
逆流分级机	2000 ~ ~ 45 μm	3 ~ 600	无限制 2 ~ 15 50 ~ 65	0.2 ~ 19	沉砂很纯净,但产量低
淘洗器	2400 ~ 100 (7.5)	4 ~ 120	15 ~ 35 0.4 ~ 5 20 ~ 35	0.75	设备简单,分离效果好,可串联使用,得不同粒级的多个产品
袋式分级机	2400 ~ 100 (10)	4 ~ 120	15 ~ 35 0.4 ~ 5 20 ~ 35		分离效果好,但耗水量大,用于得到不同粒级的窄级别产物

用于贵金属磨矿回路中的分级设备,主要有螺旋分级机、水力旋流器。下面主要介绍这两种分级设备。

12.3.2.2 螺旋分级机

螺旋分级机主要用于选矿厂磨矿回路中的预先分级和检查分级以及洗矿、脱泥等作业。其优点是设备构造简单,工作可靠,操作方便,易与直径小于 3.2 m 的磨矿机构成闭路。其缺点是分级效率低,在细粒分级时溢流浓度太低,不利于后续选别作业。

螺旋分级机在构造上分为高堰式和沉没式两种。高堰式螺旋分级机适于粗粒分级,其溢流粒度(d_{95})一般大于 0.15 mm;沉没式螺旋分级机适于细粒分级,其溢流粒度(d_{95})一般小于 0.15 mm。

螺旋分级机的处理量,主要与分级机的规格、安装坡度、溢流粒度及粒度组成、溢流浓度、物料粒度和矿浆黏度等因素有关。

中国常用的螺旋分级机处理量的计算方法如下:

(1) 已知螺旋分级机规格,按溢流中固体重量计算螺旋分级机处理量。

高堰式螺旋分级机:

$$Q_1 = mK_1K_2(94 D^2 + 16D)/24 \tag{12-22}$$

沉没式螺旋分级机:

$$Q_1 = mK_1K'_2(75 D^2 + 10D)/24 \tag{12-23}$$

$$K_1 = 1 + 0.5(\delta - 2.7) \tag{12-24}$$

式中 Q_1 ——按溢流中固体重量计的螺旋分级机处理量,t/h;

m ——分级机螺旋个数;

K_1 ——矿石密度校正系数(见表 12-12),也可按式(12-24)计算;

δ ——矿石密度,t/m³;

K_2, K'_2 ——分级粒度校正系数(见表 12-13);

D ——分级机螺旋直径,m;对于大型螺旋分级机($D > 1200$ mm),也有采用下面公式计算的。

高堰式螺旋分级机:

$$Q_1 = mK_1K_2(65 D^2 + 74D - 27.5)/24 \tag{12-25}$$

沉没式螺旋分级机:

$$Q_1 = mK_1K'_2(50D^2 + 50D - 18)/24 \tag{12-26}$$

(2) 已知按溢流中固体量计的处理量,求螺旋分级机的螺旋直径,则可按下式计算。

高堰式螺旋分级机:

$$D = -0.08 + 0.103(24Q_1/mK_1K_2)^{0.5} \tag{12-27}$$

沉没式螺旋分级机:

$$D = -0.07 + 0.115(24Q_1/mK_1K'_2)^{0.5} \tag{12-28}$$

表 12-12 矿石密度校正系数

矿石密度/t·m ⁻³	2.0	2.3	2.5	2.7	2.8	3.0	3.3	3.5	4.0	4.5
K_1	0.65	0.80	0.90	1.00	1.05	1.15	1.30	1.40	1.65	1.90

表 12-13 分级粒度校正系数

分级溢流粒度(d_{95})/mm	1.17	0.83	0.59	0.42	0.30	0.20	0.15	0.10	0.074	0.061	0.053	0.044
K_2	2.5	2.37	2.19	1.96	1.70	1.41	1.00	0.67	0.46			
K'_2						3.00	2.30	1.61	1.00	0.72	0.55	0.36

(3) 用上述两种方法选用螺旋分级机时,一般还需要按返砂中固体计的处理量进行计算,计算公式为:

$$Q_2 = 135m K_1 n D^3 / 24$$

(12-29)

式中 Q_2 ——按返砂中固体质量计的螺旋分级机处理量,t/h;
 n ——螺旋转速,r/min。

螺旋分级机的主要规格、型号、技术参数见表 12-14。

12.3.2.3 水力旋流器

水力旋流器是一种利用离心力实现颗粒沉降速度的分级设备。在水力旋流器工作时,矿浆旋转产生的离心力要比重力大几十倍甚至上百倍,致使颗粒的沉降速度也以相应的倍数增加,它既可以提高生产能力,又可以降低分级粒度下限,因此,水力旋流器适宜各种物料的分级。水力旋流器处理粒度上限为 0.4~0.043 mm,因此,在选矿厂广泛用于脱泥、分级、浓缩等作业。可单独用于磨矿回路的分级作业,或者与螺旋分级机联合使用。与螺旋分级机相比,水力旋流器在分离极细粒物料时的分级效率较高。在贵金属选矿厂,水力旋流器应用最多的还是第二、第三段磨矿回路,用其做分级设备与磨矿机组成闭路。水力旋流器应用于磨矿回路,分级粒度较粗,一般为 0.074~0.043 mm。用于选矿厂的脱泥、脱水作业,分级粒度较细,一般为 0.02~0.01 mm。水力旋流器还可以用于离心力选矿的重选设备。

水力旋流器有多种型式,有普通型、倒置型、涡轮型和双溢流型,应用最多的是普通型。水力旋流器具有结构简单、设备价格低、处理量大、占地面积小、投资费用省、分级粒度细、设备本身无运动部件,维修简单等许多优点。它的缺点是,由于它是按沉降速度分级,在处理磨矿回路中密度不同的多种矿物组成的物料分级时,沉砂中常含有大量粒度合格的重矿物,这些重矿物被返回磨机中再磨很容易造成过粉碎,因此,旋流器沉砂有时需要用高频细筛或圆锥水力分级机进行再分级,这种现象在贵金属选矿厂普遍存在,同时,在磨矿回路的沉砂中会有金等大密度金属的富集,几乎所有的金等贵金属选厂在分级机沉砂中都要设置回收大颗粒贵金属的设备,如设置重选设备、闪速浮选设备等。第二就是给矿的矿浆输送泵功率大,所以旋流器的能耗比分级机大。还有一个缺点就是,由于受到矿浆的高速冲击、研磨,旋流器的内衬磨损很快。内衬的耐磨性是旋流器的一个重要寿命指标。

水力旋流器的给矿方式现在主要采用变速砂泵(或配有平衡管路系统)直接给入旋流器。水力旋流器的进口计示压力通常为 49~157 kPa。进口计示压力与分离粒度的关系见表 12-15。

表 12-14 螺旋分级机的主要规格、型号、技术参数

类型	型号及规格	螺旋转速 /r·min ⁻¹	处理量/t·d ⁻¹		溢流	螺旋规格/mm		水槽坡度 /(°)	传动电机 功率/kW	提升电机 功率/kW	溢流粒度 /mm	外形尺寸(长×宽×高) /mm×mm×mm	设备质量/t
			按返砂	按溢流		长度	导程						
高堰式单螺旋	FC-3 φ300	8~30	44~73	13			160		1.1			3840×490×1140	
	FC-5 φ500	8~12.5	135~210	32		4400	250	14~18.5	1.1		0.15	5430×680×1480	1.6
	FC-7 φ750	6~10	340~570	65		5355	380	14~18.5	3		0.15	6720×1267×1584	2.83
	FC-10 φ1000	5~8	675~1080	110			500	14~18	5.5		0.15	7590×1240×2380	3.99
	FC-12 φ1200	5~7	1170~1870	155		6150	600	12	5.5	2.2	0.15	8180×1570×3130 右 8230×1592×3100 左	8.54 8.57
	FC-15 φ1500	2.5~6	1830~2740	235		7940	750	14~18.5	7.5	2.2	0.15	10410×1920×4070	11.17
	FC-20 φ2000	3.6~5.5	3290~5940	400		8105	1250	14~18.5	11/15	3	0.15	10788×2524×4486	20.46
	FC-24 φ2400	3.64	6800	580		8940	1500	14~18.5	13	3	0.15	11562×2910×4966	25.65
高堰式双螺旋	2FC-12 φ1200	6.0	2340~3740	310					5.5×2	1.5×2		8290×2780×3080	15.84
	2FC-15 φ1500	2.5~6	2280~5480	470		7940	750	14~18.5	7.5×2	2.2×2	0.15	10410×3392×4070	22.11
	2FC-20 φ2000	3.6~5.5	7780~11880	800		8105	1250	14~18.5	22/30	3×2	0.15	10995×4595×4490	35.34
	2FC-24 φ2400	3.67	13600	1160		8900	1500	14~18.5	30	3	0.074	12710×5430×5690	45.87
	2FC-30 φ3000	3.2	23300	1785		12225	1800	14~18.5	40	4	0.15	16020×6640×6350	73.03
	FC-10 φ1000	5~8	675~1080	85								9590×1290×2670	6.0
沉没式单螺旋	FC-12 φ1200	5~7	1170~1870	120		8100	600	15	7.5	2.2		10371×1534×3912	11.02
	FC-15 φ1500	2.5~6	1830~2740	185		10190	750	14~18.5	7.5	2.2		12670×1810×4888	15.34
	FC-20 φ2000	3.6~5.5	3210~5940	320		12605	1250	14~18.5	13/11	3		15398×2524×5343	29.06
	FC-24 φ2400	3.64	6800	490		13940	1500	14~18.5	17	4		16700×2926×7190	38.41
	2FC-12 φ1200	6.0	2340~3740	240					5.5×2	1.5×2		10190×3154×3745	17.60
沉没式双螺旋	2FC-15 φ1500	2.5~6	2280~5480	370		10190	750	14~18.5	7.5	2.2	0.074	12670×3368×4888	27.45
	2FC-20 φ2000	3.6~5.5	7780~11880	640		12605	1250	14~18.5	22/30	3	0.074	15760×4595×5635	50
	2FC-24 φ2400	3.67	13700	910		10940	1500	14~18.5	30	3	0.074	14701×5430×6885	67.86
	2FC-30 φ3000	3.2	23300	1410		14025	1800	14~18.5	40	4	0.074	17091×6640×8680	84.87

表 12-15 水力旋流器的进口计示压力与分离粒度的关系

分离粒度(d_{95})/mm	0.59	0.42	0.30	0.21	0.15
进口计示压力/kPa(kgf/cm ²)	29.4(0.3)	49(0.5)	39~78 (0.4~0.8)	48~98 (0.5~1.0)	59~118 (0.6~1.2)
分离粒度(d_{95})/mm	0.10	0.074	0.037	0.019	0.010
进口计示压力/kPa(kgf/cm ²)	78~137 (0.8~1.4)	98~147 (1.0~1.5)	118~167 1.2~1.7	147~196 (1.5~2.0)	196~245 (2.0~2.5)

水力旋流器规格的选择取决于需要处理的矿量和要求的溢流细度。当需要处理的矿量较大及溢流粒度较粗时,应选择大规格水力旋流器;反之,应选择小规格的水力旋流器。在处理量大而且要求溢流粒度很细时,可以采用小规格的水力旋流器组。水力旋流器的主要技术参数见表 12-16。

表 12-16 水力旋流器的主要技术参数

水力旋流器 直径 D /mm	锥角 $\alpha/(^{\circ})$	处理量/ $\text{m}^3 \cdot \text{h}^{-1}$ ($P_0=0.1 \text{ MPa}$)	溢流中最大粒度/ μm ($\delta=2.7 \text{ t/m}^3$)	给矿管直径 d_n /cm	溢流管直径 d_e /cm	沉砂口直径 Δ /cm
25	10	0.45~0.9	8	0.6	0.7	0.4~0.8
50	10	1.8~3.6	10	1.2	1.3	0.6~1.2
75	10	3~10	10~20	1.7	2.2	0.8~1.7
125	10	5~18	14~35	2.2	2.7	1.0~2.2
150	10/20	12~30	20~50	3.2~4.0	4~5	1.2~3.4
250	20	27~70	30~100	6.5	8	2.4~7.5
360	20	50~130	40~150	9.0	11.5	3.4~9.6
500	20	100~260	50~200	13	16	4.8~15
710	20	200~460	60~250	15	20	4.8~20
1000	20	360~900	70~280	21	25	7.5~25
1400	20	700~1800	80~300	30	38	15~36
2000	20	1100~3600	90~330	42	52	25~50

注:水力旋流器的直径 D 、给矿管直径 d_n 、溢流管直径 d_e 及沉砂口直径 Δ 之间的关系一般为: $d_n/D=0.15\sim0.2$;
 $d_n/d_e=0.7\sim0.8$ (分离粒度粗时取小值); $d_e/D=0.2\sim0.4$; $\Delta/d_e=0.3\sim0.5$ 。

云南锡业公司(云锡)生产中应用的 $\phi 50 \sim 500$ mm 水力旋流器的结构参数和工艺参数,见表 12-17 和表 12-18。威海市海王旋流器有限公司聚氨酯旋流器规格及技术参数见表 12-19。

表 12-17 云锡水力旋流器的结构参数

规格/mm	$\phi 500$	$\phi 250$	$\phi 125$	$\phi 75$
圆筒内径/mm	500	250	125	75
圆筒高度/mm	300	250	200	100
锥角/(°)	30	20	15	15
给矿口尺寸($L \times D$)/mm \times mm	120 \times 65	30 \times 65	15 \times 30	9 \times 15
沉砂口尺寸/mm	30 ~ 40	20 ~ 25	10 ~ 15	6 ~ 8
溢流管内径/mm	150 ~ 200	75 ~ 100	30 ~ 35	13 ~ 20
溢流管插入深度/mm	200	170	100	70

表 12-18 云锡水力旋流器的生产工艺参数

直径 /mm	分离粒 度/mm	给 矿				沉砂浓 度/%	溢流浓 度/%	分级效 率/%	小于分级粒度的 含量/%	
		计示压力 /kPa	浓度 /%	干矿量 /t \cdot d ⁻¹	矿浆体积 /m ³ \cdot d ⁻¹				沉砂	溢流
500	74	49 ~ 68.6	15 ~ 20	340 ~ 360	2000 ~ 2500	50 ~ 60	10 ~ 15	75 ~ 85	20 ~ 30	95 ~ 98
250	37	68.6 ~ 88.2	10 ~ 15	70 ~ 80	600 ~ 700	45 ~ 55	8 ~ 10	60 ~ 70	10 ~ 30	90 ~ 95
125	19	147 ~ 196	6 ~ 12	35 ~ 40	250 ~ 300	30 ~ 50	5 ~ 8	75 ~ 80	15 ~ 20	92 ~ 98
75	10	196 ~ 245	5 ~ 8	7.5 ~ 8.5	80 ~ 90	20 ~ 30	3 ~ 5	65 ~ 70	12 ~ 30	92 ~ 95

12.3.2.4 分级设备的故障及处理方法

A 螺旋分级机的故障及处理方法

螺旋分级机在生产中比较稳定,突然停电事故发生时,要把螺旋提起,防止沉砂压螺旋;在重新启动时,要逐步下降螺旋,防止损坏螺旋。

B 水力旋流器的故障及处理方法

水力旋流器出现问题的是与旋流器配套的砂泵,还有就是旋流器的沉砂口容易磨损。在生产中要经常维护砂泵并进行备用,沉砂口衬板用耐磨材料。

表 12-19 威海市海王旋流器有限公司聚氨酯旋流器规格及技术参数

规格	内径/mm	溢流管直径/mm	沉砂口直径/mm	锥角/(°)	最大给料粒度/mm	给料压力/kPa	处理能力/ $\text{m}^3 \cdot \text{h}^{-1}$	分离粒度/ μm	外形尺寸 /mm × mm × mm	设备质量/kg
FX-710	710	240,260,280	120,140,160	20	16	0.03~0.4	400~550	74~250	1120 × 950 × 3000	1245
FX-660	660	180,200,220,240	80,110,150	20	16	0.03~0.4	250~350	74~220	1215 × 850 × 2720	950
FX-610	610	130,150,200,220	90,100,110	20	12	0.03~0.4	200~260	74~200	1010 × 800 × 2450	670
FX-500	500	130,140,150,160,220	35,45,50,65,70,80,90,100	25	10	0.03~0.4	140~220	74~200	951 × 718 × 1825	416
				20				74~200	850 × 623 × 1825	490
				10				74~150	951 × 718 × 2280	556
FX-350	350	80,90,105,115,120	30,35,40,45,50,60,70	25	6	0.03~0.4	60~105	50~150	530 × 413 × 1411	135
				20				50~150	530 × 413 × 1411	155
				15				50~120	530 × 413 × 1674	230
FX-300	300	65,80,100,120	20,25,30,35,40	20	5	0.05~0.4	45~90	50~150	563 × 410 × 1305	88
				15				40~100	563 × 410 × 1490	169
FX-250	250	60,75,80,100,120	15,18,20,25,30,35,40	20	3	0.05~0.4	40~65	40~100	548 × 534 × 1178	63
				15				40~100	548 × 390 × 1057	120
				10				30~100	548 × 415 × 1380	123
FX-200	200	40,50,55,65	16,40,24,28,32	20	2	0.05~0.4	25~40	40~100	320 × 307 × 1125	36
				15				30~100	320 × 307 × 1114	64
FX-150	150	30,35,40,45,50	8,10,12,14,16,18,20,22	20	1.5	0.05~0.4	11~20	30~74	252 × 270 × 682	20
				15				30~74	290 × 349 × 899	22
				8				20~74	280 × 295 × 1267	60
FX-125	125	25,30,35,40	8,10,12,14,16,18	17	1	0.05~0.4	8~15	20~74	210 × 185 × 617	10
				8				20~100	250 × 240 × 973	20
FX-100	100	20,25,30,40	8,10,12,14,16,18	20	1	0.05~0.4	5~12	10~100	257 × 210 × 525	8
				15				10~74	257 × 210 × 575	5
				8					257 × 210 × 829	6
FX-75	75	15,17,20	4,5,6,7,8,10,12	15	0.6	0.1~0.5	2~5	20~74	240 × 230 × 459	4
				7				5~40	240 × 230 × 700	7
FX-50	50	11,13,15,18	3,6,8,10,12	15	0.3	0.1~0.5	1.5~3	10~74	180 × 152 × 325	2
				8				5~30	180 × 152 × 550	2.5
FX-25	25	5,6,7,8	2,3,4,5	5	0.2	0.1~0.5	0.3~1	3~10	160 × 152 × 587	0.8
				3				2~10	120 × 110 × 578	1.4
FX-10	10	2,3,4	1,2	4	0.1	0.1~0.6	0.05~0.1	1~5	60 × 34 × 140	0.5

注:旋流器采用聚氨酯、钢壳内衬聚氨酯、耐磨橡胶、KM 复合材料、碳化硅、高铝陶瓷、高铬合金等材料制作。

选矿厂选别流程的计算

选矿厂的主要目的就是尽可能地把目的矿物与其他矿物分开。对于贵金属选矿厂来说就是把贵金属矿物尽可能地富集,以达到直接获得高品位的贵金属精矿,满足冶炼的要求。评价贵金属选矿厂的生产指标的好坏是选矿工作人员必须完成的一个任务,所以,对于一个选矿技术人员来说,熟悉选矿厂选别流程的计算方法就非常重要。选矿厂选矿流程的计算包括选别指标的计算和矿浆流程的计算。选别流程计算目的是为了确定选别流程中各产物的工艺指标,如产物的质量 Q 、产率 γ 、品位 β 、回收率 ε 、金属量 P 等,有时候还要计算作业回收率 E 和富集比、选矿比、金属损失率等。矿浆流程的计算目的主要是为了计算出湿式磨矿和选别流程中各作业、各产物的用水量、含水量、各作业的矿浆体积,为供水、排水、脱水、分级及矿浆输送的设备选择提供依据。

13.1 选别流程的计算

13.1.1 计算选别流程所必需的前提条件

进行一项工艺流程计算,必须具备一些前提条件,只有具备一些必要而充分的已知原始数据或指标,方能计算其他未知的指标,一般流程计算所必须的原始指标数 N 可以用下式确定:

$$N = c(n_p - a_p) \quad (13-1)$$

式中, c 为计算成分,若流程只按各产物质量计算则 $c = 1$,若流程既按各产物质量计算,又按产物所含某一种有用成分(单金属)计算则 $c = 2$,若流程既按各产物质量计算,又按产物中所含几种有用成分计算,则 $c = 1 + e$ (e 为有用成分数); n_p 为流程中的选别产物数; a_p 为流程中的选别作业数,如果流程仅用相对指标(产率 γ 、品位 β 、回收率 ε)作为原始指标来进行计算,对于单金属矿物,其原始指标数应该是产率 γ 、品位 β 、回收率 ε 等各类指标之和,即:

$$N_p = N_\gamma + N_\beta + N_\varepsilon \quad (13-2)$$

式中 N_γ ——计算流程所需的产物产率指标数目;
 N_β ——计算流程所需的产物品位指标数目;
 N_ε ——计算流程所需的产物回收率指标数目。

13.1.2 各类原始指标选择的原则

各类原始指标选择的原则是:

(1) 所选取的原始指标应该是生产过程中最稳定、影响最大且必须控制的指标,如重选、磁选和浮选的两种产品的选别作业,应该选定精矿品位和回收率;如果是三种产品的重

选作业,除选定精矿品位和回收率外,还要选择中矿的产率和品位;对于 4 种产品的重选作业,则应选择精矿、次精矿的品位和回收率、中矿的产率和尾矿的回收率。

(2) 对于同一种产物,不能同时选取产率 γ 、品位 β 、回收率 ε 作为原始指标。

(3) 对于同一产物所选取的指标,不能同时是产率 γ 和回收率 ε ,而应该是产率 γ 和品位 β ,或者是品位 β 和回收率 ε 。

13.1.3 单一金属矿石选别的流程计算

单一金属矿石的选矿在贵金属矿山比较常见,如单一金矿的计算,这种选别流程可以根据产物的多少,分为几种计算方法。

13.1.3.1 两种产物的选别流程

两种产物的选别流程见图 13-1。

$$N_p = c(n_p - a_p) = 2(2 - 1) = 2 \tag{13-3}$$

就是说,该流程除原矿指标外,只要确定两个原始指标,就可以算出全部产物的全部工艺指标。假设已知 β_1, β_2 或 β_2, ε_2 , 建立方程组:

$$\gamma_0 = \gamma_1 + \gamma_2 \tag{13-4}$$

$$\gamma_0 \beta_0 = \gamma_1 \beta_1 + \gamma_2 \beta_2 \tag{13-5}$$

得到:

$$\gamma_1 = \frac{\beta_0 - \beta_2}{\beta_1 - \beta_2} \gamma_0 \tag{13-6}$$

$$\gamma_2 = \gamma_0 - \gamma_1 \tag{13-7}$$

$$\varepsilon_1 = \frac{\gamma_1 \beta_1}{\beta_0} = \frac{\beta_1 (\beta_0 - \beta_2)}{\beta_0 (\beta_1 - \beta_2)} \tag{13-8}$$

$$\varepsilon_2 = \varepsilon_0 - \varepsilon_1 \tag{13-9}$$

$$\gamma_0 = \frac{\beta_0 \varepsilon_1}{\beta_1} \tag{13-10}$$

$$\beta_2 = \frac{\beta_0 \varepsilon_2}{\gamma_2} \tag{13-11}$$

13.1.3.2 三种选别产物的流程

三种选别产物的流程见图 13-2。

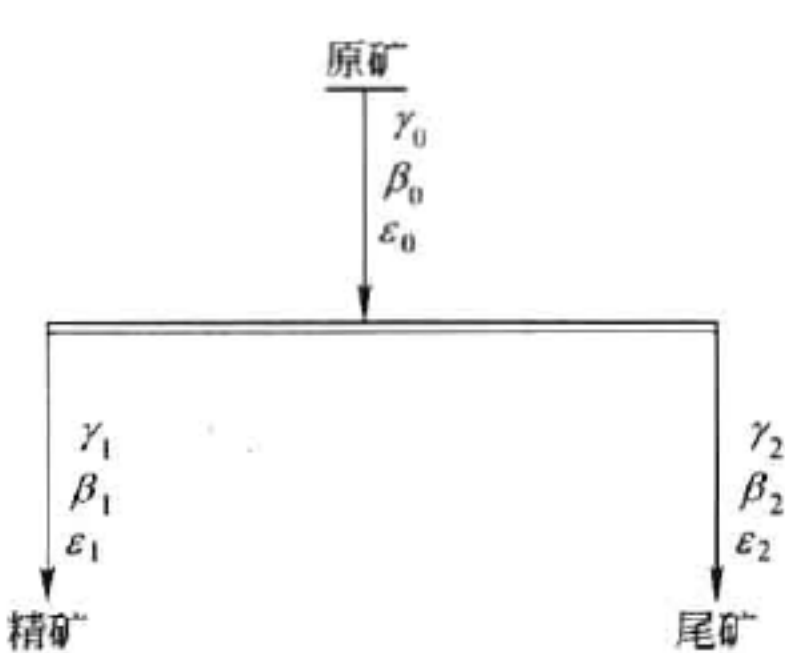


图 13-1 两种产物的选别流程

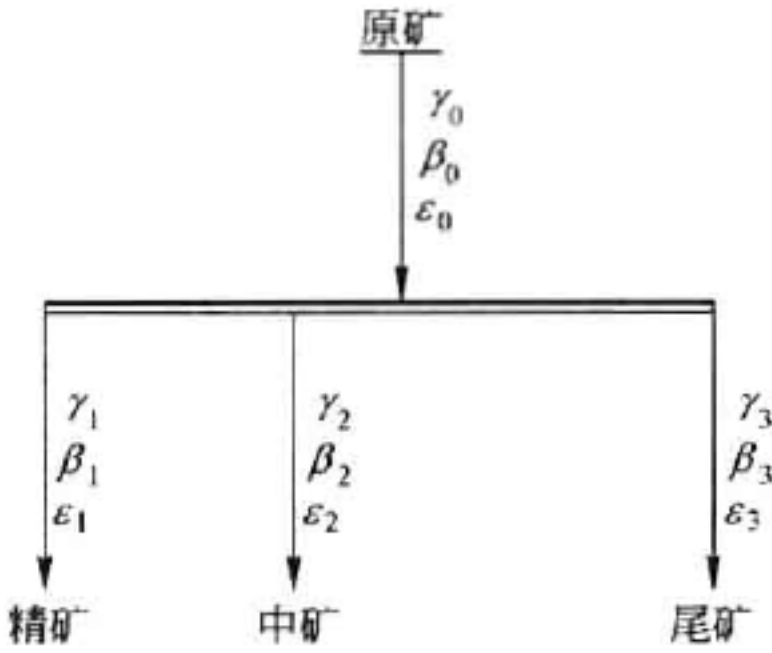


图 13-2 三种产物的选别流程

$$N_p = c(n_p - a_p) = 2(3 - 1) = 4 \tag{13-12}$$

假设已知: β_1 、 β_2 、 β_3 和 γ_2 , 解联立方程:

$$\gamma_0 = \gamma_1 + \gamma_2 + \gamma_3 \tag{13-13}$$

$$\gamma_0 \beta_0 = \gamma_1 \beta_1 + \gamma_2 \beta_2 + \gamma_3 \beta_3 \tag{13-14}$$

得:

$$\gamma_1 = [\gamma_0(\beta_0 - \beta_3) - \gamma_2(\beta_2 - \beta_3)] / (\beta_1 - \beta_3) \tag{13-15}$$

$$\gamma_3 = \gamma_0 - \gamma_1 - \gamma_2 \tag{13-16}$$

然后,按下式:

$$\varepsilon_n = (\gamma_n \beta_n) / \beta_0 \tag{13-17}$$

求得精矿和尾矿的 ε_1 和 ε_3 。

13.1.3.3 四种产物的选别流程计算

四种产物的选别流程计算见图 13-3。

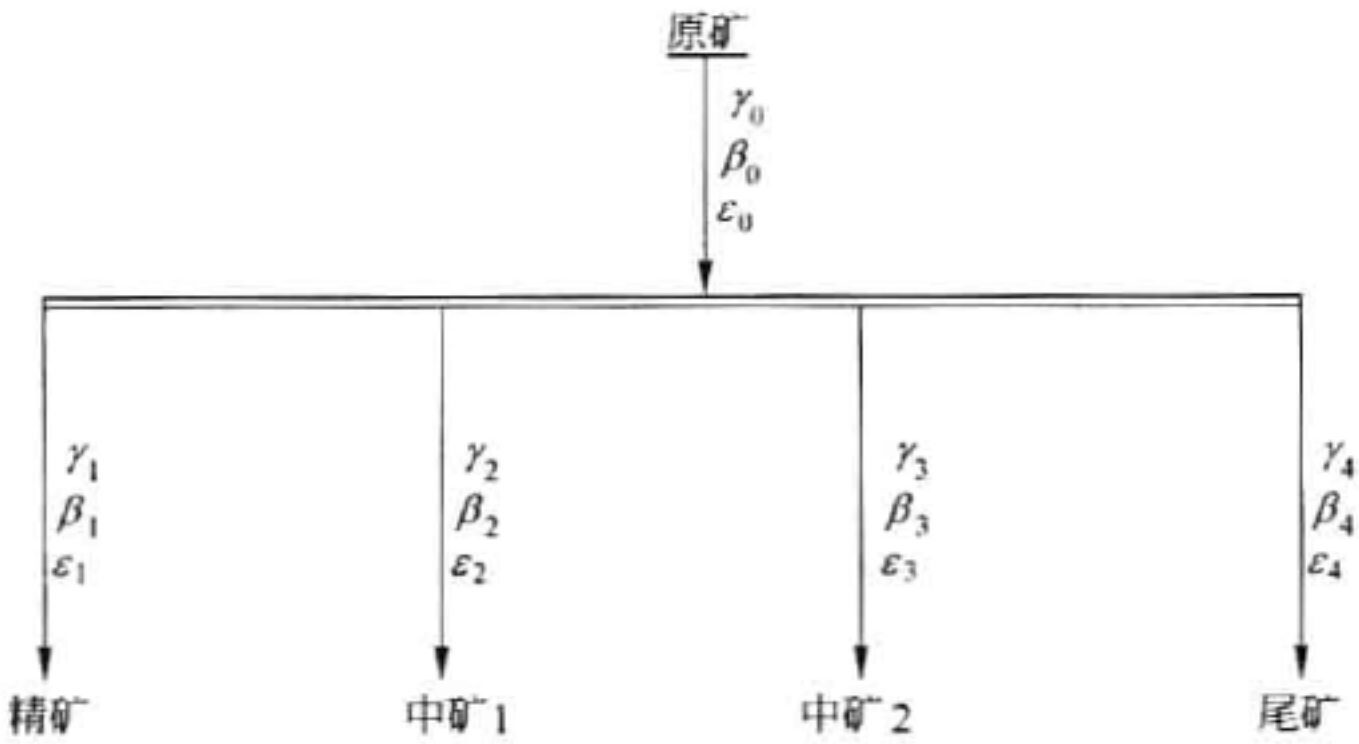


图 13-3 四种产物的选别流程

四种选别产品的流程计算需要的原始数据为:

$$N_p = c(n_p - a_p) = 2(4 - 1) = 6 \tag{13-18}$$

假设已知 β_1 、 β_2 、 ε_1 、 ε_2 、 γ_3 、 ε_4 , 按如下步骤可以计算:

$$\gamma_1 = (\beta_0 \varepsilon_1) / \beta_1 \tag{13-19}$$

$$\gamma_2 = (\beta_0 \varepsilon_2) / \beta_2 \tag{13-20}$$

$$\gamma_4 = \gamma_0 - \gamma_1 - \gamma_2 - \gamma_3 \tag{13-21}$$

$$\beta_3 = (\beta_0 \varepsilon_3) / \gamma_3 \tag{13-22}$$

$$\beta_4 = (\beta_0 \varepsilon_4) / \gamma_4 \tag{13-23}$$

单金属矿石选别流程指标的计算,除上述介绍的情况外,还有很多方法,但都是在金属量平衡的基础上列出方程组,逐步求解。

13.1.4 多金属矿石选别的流程计算

多金属矿石选别流程的计算,需要采用多元矩阵消元法逐步计算,此处不一一介绍,但只要把握金属量的相关平衡、质量守恒等基本原则,矿石从进入选厂到排出选厂的所有量应该是平衡的,从中找出规律,就能一一求解。

13.2 选矿厂矿浆流程的计算

选矿厂矿浆流程的计算与选别流程数质量流程的计算一样,都是通过量的平衡,找出平衡方程,逐一求解。不过,矿浆流程更多的是把握水量的平衡进行计算,即进入选矿作业的水量之和应等于排出选厂的水量之和,还有进入选矿作业的矿浆体积或量之和等于排出选厂的矿浆体积或量之和。在计算中通常将机械损失或小量损失忽略不计。

矿浆计算也需要一些原始指标,原始指标应选择那些在操作过程中最稳定和必须加以控制的指标,这些指标分为如下几类。

13.2.1 最适宜的作业矿浆浓度

对于许多作业来说,为了保证生产操作的正常进行,必须保持一个最适宜的作业矿浆浓度,如磨矿浓度、浮选浓度、磁选浓度和重选浓度等。有些作业的产品也必须保证一定的矿浆浓度,如分级机和旋流器的溢流和沉砂必须有一个合理的浓度,保证后续作业的正常进行,所以,在计算时一般预先规定一个浓度作为原始指标。表 13-1 列出了一些常见作业的矿浆浓度范围,供参考。

表 13-1 常见选矿厂某些作业的矿浆浓度和产物浓度 (%)

作业及产物名称		作业浓度	产物浓度
棒磨机和球磨机磨矿		65 ~ 80	
自磨机磨矿		80 ~ 85	
分级机溢流	小于 0.3 mm		28 ~ 50
	小于 0.2 mm		25 ~ 45
	小于 0.15 mm		20 ~ 35
	小于 0.1 mm		15 ~ 30
螺旋分级机返砂			80 ~ 85
耙式分级机返砂			75 ~ 85
水力旋流器	φ500 mm:溢流(分离粒度小于 0.074 mm)沉砂		15 ~ 20
	φ250 mm:溢流(分离粒度小于 0.037 mm)沉砂		50 ~ 75
	φ125 mm:溢流(分离粒度小于 0.019 mm)沉砂		10 ~ 15
	φ75 mm:溢流(分离粒度小于 0.01 mm)沉砂		40 ~ 60
浮 选	粗选作业	25 ~ 45	5 ~ 10
	精选作业	10 ~ 25	30 ~ 50
	扫选作业	20 ~ 35	
	粗选精矿		20 ~ 50
	精选精矿		30 ~ 50
	扫选精矿		20 ~ 35
跳汰作业	给 矿	15 ~ 30	
	精 矿		30 ~ 50
摇床作业	给 矿		
	精 矿		
	中 矿		30 ~ 45
水力分级作业:沉砂			20 ~ 50
离心选矿机给矿		15 ~ 25	

续表 13-1

作业及产物名称		作业浓度	产物浓度
磁选机	给 矿 精 矿	20 ~ 25	
浓密机	给 矿 排 矿	15 ~ 35	50 ~ 65
过滤机	给 矿 排 矿	40 ~ 60	80 ~ 85

13.2.2 含水量稳定的产物浓度

选矿中有些产物的浓度通常都不可调节,如机械分级机或水力旋流器的返砂浓度、浮选泡沫产品浓度、重选和磁选的精矿浓度等。尽管这些作业的给水量可能有某些变化,但对其产物浓度影响很小,计算时可作为原始指标。

13.2.3 生产过程中各作业的补加水量

生产过程中某些作业必须补加水,如浮选精矿泡沫冲洗水、跳汰机补加水、摇床的冲洗水、洗矿的冲洗水等都是生产过程中必须补加的水,这些水量按单位矿量计算的数值也是比较稳定的,可以作为原始指标。

实际生产中,补加水的添加需要根据试验和矿石性质综合考虑,表 13-2 列出了某些作业必须补加的水定额。在实际生产中,同类产物的浓度可能有差异,必须考虑以下因素:密度大的矿石浓度也大;块矿和粒度粗的矿石比粉状矿石的浓度要大;品位高易浮矿石的泡沫产品浓度比难浮贫矿石的泡沫产品浓度要高;跳汰和水力分级作业处理粗粒矿石的耗水量比细粒矿石的耗水量要大;洗矿用水量应根据矿石可洗性决定。

表 13-2 某些作业必要的补加水定额

作 业 名 称		补加水定额量/ $\text{m}^3 \cdot \text{t}_{\text{矿}}^{-1}$
浮选泡沫溜槽冲洗水		0.8 左右
圆筒筛洗矿		3 ~ 10
圆筒擦洗机洗矿		0.3 左右
槽式擦洗机洗矿		4 ~ 6
在固定筛上冲洗脉矿		1.0
在固定筛上冲洗砂矿		1 ~ 2
在振动筛上冲洗脉矿		1 ~ 2
在振动筛上冲洗砂矿		2.5 左右
水力洗矿床冲洗砾石		0.7 ~ 0.8
双层筛湿式筛分		1 ~ 2.5
云锡式多室水力分级箱上升水		
第一段每箱		$50 \sim 60 \text{ m}^3 / (\text{d} \cdot \text{台})$
第二段每箱		$45 \sim 50 \text{ m}^3 / (\text{d} \cdot \text{台})$
第三段每箱		$30 \sim 35 \text{ m}^3 / (\text{d} \cdot \text{台})$
四室水力分级机上升水		0.5 ~ 1.5
摇床冲洗水		50 ~ 60
跳汰机上升水	粗级别(76 ~ 12 mm)	4.0
	中级别(6 ~ 12 mm)	3.0
	细级别(<1.5 mm 或 <3 mm)	2.5 ~ 3.0
$\phi 850 \text{ mm}$ 螺旋选矿机处理 0.02 ~ 0.04 mm 级别矿石冲洗水		$0.5 \sim 1.8 \text{ m}^3 / (\text{h} \cdot \text{台})$
$\phi 1000 \text{ mm}$ 螺旋选矿机冲洗水		$1.0 \sim 1.5 \text{ m}^3 / (\text{h} \cdot \text{台})$

13.2.4 矿浆流程计算

矿浆流程计算应该在选别流程的数质量流程计算之后进行,要利用流程中各产物的质量 Q_n 来求水量 W_n 和矿浆的体积 V_n 。根据已经设定的各作业和各产物的浓度 C_w (液固比 R) 等原始指标,按如下步骤逐步计算各个参数:

(1) 根据选矿试验资料和类似选矿厂的生产实践,选定各作业的液固比 R_n 和补加水的单位定额;

(2) 利用公式 $W_n = Q_n R_n$ 计算已经确定 R_n 值的各产物的水量 W_n ;

(3) 按平衡方程计算各作业和各产物的水量及补加水量 L_n 值。

矿浆流程的计算结果可以用表格表示,也可以用流程图表示。

在实际应用中,一般用分别标有各作业和各产物的 Q 、 R 或 C_w 、 W 和 L 等参数的流程图表示,有时候,把矿浆流程图与数质量流程图合并在一起表示。

根据矿浆流程可以计算出选矿厂总的工艺耗水量和补加水量,其水量平衡公式如下:

$$W_0 + \sum L_k = \sum W_k \quad (13-24)$$

式中: W_0 ——原矿带入选别流程的水量, m^3 ;

$\sum L_k$ ——总的补加水量, m^3 ;

$\sum W_k$ ——最终产物(包括精矿、尾矿、溢流等)排出的总水量, m^3 。

从而可以得到选矿厂总工艺耗水量为:

$$\sum L_k = \sum W_k - W_0 \quad (13-25)$$

如果选矿厂利用部分回水 $\sum W'_k$,则需要补加的新水量 L' 为:

$$L' = \sum L_k - \sum W'_k \quad (13-26)$$

如果再考虑选矿厂其他非工艺用水,如设备冷却水、设备冲洗水、泵水封水、地面冲洗水,这部分用水一般为选矿工艺用水的 10% ~ 15%。所以选矿厂的总耗水量一般为:

$$\sum L = \sum L_k + (0.1 \sim 0.15) \sum L_k = (1.1 \sim 1.15) \sum L_k \quad (13-27)$$

处理单位矿石的耗水量也就为:

$$W = \sum L / Q \quad (13-28)$$

式中: W ——处理每吨矿石的耗水量, m^3/t ;

$\sum L$ ——总耗水量, m^3/h ;

Q ——矿石处理量, t/h 。

13.2.5 工艺流程图的种类及绘制

选矿工艺流程图有线流程图、方框流程图和形象流程图三种。其中线流程图应用最广泛,该流程图是用圆圈代表破碎和磨矿作业,并在旁边进行标注,双横线代表筛分作业、分级、选别及其他作业。该作业的名称及相关参数表示于横线上;形象流程图是用设备图形来表示各个不同作业,作业产物用数字表示。方框流程图主要是国外应用较多。

当流程参数全部计算完毕后,将这些参数和指标标注于流程图相应的部位,就形成了数质量流程图和矿浆流程图。这些流程的计算及流程图的标注是选矿厂选矿工作者必须熟悉的基本知识。

重 选

14.1 概述

重选法是利用矿物的密度差进行分离的选矿方法。多数金属矿物的密度比脉石高,经过重力选矿得到的重产物即为精矿,轻产物为尾矿。对于重选来说,选用合适的介质也是非常必要的,一般重选介质有空气、水、重液或重悬浮液等,其中用量最多的是水。矿粒在介质中的浮力和阻力作用下运动,不同密度和粒度的颗粒具有不同的运动速度或轨迹,从而达到分离的目的。介质即是动力松散粒群,为分层创造条件,同时承担运输产物的任务。

但介质的作用是外部因素,矿物得以分离的根本原因是它们自身的性质差别。在重选中即是颗粒、粒度和形状的差别。密度和粒度共同决定着颗粒的质量,是推动颗粒在介质中运动的基本作用力。在生产中采用某种工艺方法使颗粒基本按密度差分离,是属于真正的矿石分选作业;按颗粒的沉降速度差分离,称为分级。矿粒的形状影响它在介质中的运动速度,因而也是矿粒的重要性质。

在选别过程中介质按一定的形式运动。主要的运动形式有:等速的上升运动、沿斜面的稳定流动、垂直的或沿斜面的非稳定流动、回转运动等。根据介质的运动形式和作业的目的不同,重力选矿可分为如下几种工艺方法:洗矿、分级、重介质选矿、跳汰选矿、摇床选矿、溜槽选矿、离心选矿。

洗矿和分级类似,属于按粒度分离的作业,但洗矿处理的对象是被黏土胶结的矿石,兼有碎散作用,主要用于选别前的准备作业。

重介质选矿、跳汰选矿、摇床选矿、溜槽选矿、离心选矿则是按密度分离的作业。矿石用重选法处理的难易性,可用下列可选性准则 E 进行大致判断:

$$E = \frac{\delta_2 - \rho}{\delta_1 - \rho} \quad (14-1)$$

式中 δ_1, δ_2, ρ ——分别为轻矿物、重矿物和介质的密度, g/cm^3 。

从上式可见,矿石重选的难易性主要取决于轻、重矿物的密度差,但介质的密度愈高分选愈容易进行。按 E 值的不同,将矿石重选难易性分成见表 14-1 所示的几个等级。随着 E 值的减小,入选的矿石粒度范围应变窄;在同样的 E 值下,矿石粒度愈小分选愈困难。

表 14-1 矿物按密度分选的难易程度

E 值	$E > 2.5$	$2.5 > E > 1.75$	$1.75 > E > 1.5$	$1.5 > E > 1.25$	$E < 1.25$
难易度	极容易	容易	中等	困难	极困难

重选法是目前比较常用的选矿方法,广泛用于处理矿物密度较大的矿石。由于贵金属矿石一般密度较大,铂族金属矿物的密度都在 7 g/cm^3 以上,特别是自然金属和金属互化物都超过 10 g/cm^3 ,常见的自然金、自然铂、铂族金矿、粗铂矿、钨铍矿等贵金属矿物的密度高达 $15 \sim 22 \text{ g/cm}^3$,不仅远高于常见的脉石矿物(一般密度在 $2.5 \sim 2.75 \text{ g/cm}^3$,少数可达 4.3 g/cm^3),且高于常见的普通金属矿物(一般金属矿物的密度在 $3.6 \sim 5.5 \text{ g/cm}^3$,个别到 $7.2 \sim 7.5 \text{ g/cm}^3$,但在贵金属矿石中少见),所以用重选法回收游离金很有效。选矿工艺流程的选择应优先选择重选。重选不仅设备简单,作业成本低,而且环境污染小。砂金矿的选矿主要采用重选法,在岩金矿山主要用来预先回收中粗粒金,以保证回收指标的稳定性。

在各种选矿方法中重选的应用是最早的。远古时代人们用兽皮等在河流中淘洗自然金属或金属矿物,以后逐渐使用简单的溜槽类重选工具。

大约在 14 世纪出现了原始形式的交变水流跳汰机;19 世纪 60 年代西方发生了产业革命,对金属原料需求量大增,同时蒸汽机又为机械化生产提供了动力,于是重选开始形成一个产业部门。在随后的几十年发展中,重选的主要工艺类型,即分级、跳汰、摇床、及溜槽选矿方法在 19 世纪末已基本形成。

直到 20 世纪初,重选还几乎是唯一的选矿方法,被广泛应用。弱磁选和泡沫浮选兴起,在处理微细嵌布的磁铁矿和硫化矿方面效果显著,重选的地位相对有所下降。20 世纪 20 年代以后,重选继续向处理大块矿石、提高分选精确性和强化分离方向发展。1960 年以后,随着各国对环境保护的重视、贫矿开采量的增加以及能源价格的提高,重选法再度得到重视。一批新型重选设备,各种动态型重介质分选器、液压传动圆形跳汰机、多层悬挂式摇床、40 层摇动翻床、离心选矿机等相继问世。目前,处理粗、中粒级的设备继续向大型化和提高分选效率方向发展;处理细粒和微细粒的流膜选矿设备则走向多层化和离心化的道路。

重选的理论研究要比生产发展滞后一些。18 世纪初牛顿提出的流体惯性阻力公式和黏性内摩擦力公式为研究颗粒在介质中的沉降速度奠定了基础。后来,选矿工作者又陆续推出了微小球体的运动阻力和沉降速度公式以及较粗球形颗粒在介质中所受阻力及沉降速度计算式,为颗粒的沉降分层提供了理论基础。人们提出了矿物按密度差分层学说、斜面流分选理论等一系列重选学说,为重选在理论上提供了依据。

在重力场中,重力加速度为定值,限制了颗粒的重力和沉降速度,因此设备的处理能力难以再提高。为了强化重选过程,近几十年来离心力选矿取得了广泛应用。颗粒在回转流中产生的惯性离心加速度与同步运动的向心加速度数值相等、方向相反。离心加速度 a 为:

$$a = \omega^2 r = \frac{u_t^2}{r} \quad (14-2)$$

式中 r ——颗粒运动的回转半径, m;

ω ——颗粒运动的回转角速度, rad/s;

u_t ——颗粒运动回转半径上的线速度, m/s。

离心加速度与重力加速度的比值称作离心力强度,用 i 表示:

$$i = \frac{\omega^2 r}{g} \quad (14-3)$$

在回转流选矿设备中,离心力强度在数十倍至百余倍之间变化,重力的作用相对很小,

常可忽略不计。实践中使矿浆做回转运动的方法有三种。第一种是矿浆在压力作用下沿切线方向给入圆形容器中,迫使其做回转运动,这样的回转流厚度常较大,如水力旋流器;第二种是借转筒的回转带动矿浆做回转运动,矿浆呈流膜状同时相对筒壁流动,如各种离心选矿机;第三种是以中心搅拌叶轮带动介质回转,这种方法常在风力分级设备中应用。

14.2 贵金属重选常用设备

目前,国内外利用重选法回收贵金属的主要设备有跳汰机、溜槽、离心选矿机、尼尔森选矿机、法尔肯选矿机等。贵金属矿山主要重选设备的应用特点及分选粒度范围见表 14-2。

表 14-2 贵金属矿山主要重选设备的应用特点及分选粒度范围

设备类型			分选粒度/mm			应用特征
			一般	最大	最小	
粗粒重选设备	罗斯溜槽		<100	150	3	处理量大,入选粒度粗,金属回收率低
中粒重选设备	跳汰机	旁动隔膜跳汰机	0.1~12	18	0.074	处理量大,富集比高,可用于粗选及精选作业
		侧动隔膜矩形跳汰机	0.1~12	18	0.074	
		圆形跳汰机	0.1~12	18	0.074	
		下动圆锥跳汰机	0.1~6	20	0.074	
		梯形跳汰机	0.074~5	10	0.037	
砂矿重选设备	摇床	矿砂摇床	0.074~2	3	0.02	处理量小,富集比高,多用于精选
		矿泥摇床	-0.074	1	0.03	
	螺旋选矿机		0.1~2	3	0.074	处理量较摇床大,省水省电,结构简单,富集比低,用于粗选作业
	螺旋溜槽		+0.05~0.6	1.5	0.037	
	扇形溜槽		+0.074~1.5	2	0.037	
矿泥重选设备	离心选矿机		0.01~0.074			处理量大,富集比低,用于矿泥粗选作业
	各种皮带溜槽		0.01~0.074			处理量小,富集比高,用于矿泥精选作业

14.2.1 跳汰机

跳汰机是借助于周期性变化的垂直运动介质(水或空气)流的作用,将不同密度的矿粒群按密度分层并实现分离的一种重选方法。跳汰选矿处理中、粗粒矿石较有效,操作简便、处理量大,在生产中使用广泛。

跳汰机的设备类型很多,目前在贵金属矿山应用的主要有双室隔膜跳汰机、梯形跳汰机和圆形跳汰机。

300 mm×450 mm 双室隔膜跳汰机由 Denver 型跳汰机改制而成,俗称典瓦尔跳汰机,该机用旋转式分水阀间断地补加筛下水。此种跳汰机在采金船上常用作精选作业,在岩金选矿厂中用此设备处理球磨机排矿,以预先回收单体中、粗粒金。此跳汰机的给矿粒度上限为 12~18 mm,处理能力为 1~5 t/h。

梯形跳汰机的筛面自给矿端向排矿端呈梯形扩展。其处理量较大,一般为 15~30 t/h,最大给矿粒度可达 10 mm。

圆形跳汰机由若干个梯形跳汰室组成,每个跳汰室各有一个隔膜和精矿排矿管。隔膜由液压装置驱动,进行非对称锯齿波脉动。圆形跳汰机具有驱动功率小,用水量少,处理能力大,占地面积小等优点。中国采金船上,应用较多。

双室隔膜跳汰机及梯形跳汰机的主要技术性能见表 14-3,圆形跳汰机技术性能见表 14-4。

表 14-3 双室隔膜跳汰机及梯形跳汰机的主要技术性能

设备规格型号	300 mm × 450 mm 双室隔膜跳汰机	(1200 ~ 2000) mm × 3600 mm 梯形跳汰机
跳汰室尺寸/mm	300 × 450	给矿端宽 1200,排矿端宽 2000、长 3600
跳汰室数/个	2	8
冲程/mm	0 ~ 26	0 ~ 50
冲次/次 · min ⁻¹	322,422	130,200,270,350
给矿粒度/mm	< 12	< 10
台处理能力/m ³ · h ⁻¹	1 ~ 3	10 ~ 15
台耗水量/m ³ · h ⁻¹	2 ~ 4	30 ~ 50
筛下水压力/MPa	0.1	0.1
安装功率/kW	1.1	2.2 × 2
设备总质量/kg	745	3600

表 14-4 IHC-Cleaveland 圆形跳汰机技术性能

设备型号	5	8	12	18	25
跳汰机直径/m	1.5	2.4	3.6	5.5	7.5
跳汰室数/个	1	1	3	6	12
给矿管直径/m	0.4	0.4	0.7	1.1	1.8
每个跳汰室面积/m ²	1.64	4.4	3.26	3.80	3.47
最大给矿直径/mm	25	25	25	25	25
台处理能力/m ³ · h ⁻¹	10	19 ~ 38	38 ~ 85	85 ~ 175	175 ~ 350
单位筛面处理量/m ³ · m ⁻² · h ⁻¹	6.1	4.3 ~ 8.6	3.9 ~ 8.7	3.7 ~ 7.7	4.2 ~ 8.4

跳汰机操作的主要工艺条件有:

(1) 冲程与冲次。冲程是指跳汰室中水流的脉动幅度、隔膜或活塞的行程称为机械冲程。冲次则是水流的脉动频率。床层厚、给矿量大时采用较大冲程和较低冲次;给矿粒度粗、矿石密度大时也需较大冲程;而床层薄、粒度细、物料密度小时,采用小冲程高冲次。

(2) 水量。给入跳汰机的水,包括给矿水和筛下水。给矿浓度一般为 20% ~ 25%,筛下水可补充调整床层的松散度。

(3) 床层厚度和人工床层。跳汰机筛板上的物料厚度为床层厚度。床层厚度与处理的矿石性质有关。当入选物料粒度粗,要求获得高质量精矿时,床层应厚些,反之则薄些。处理粗粒原料时,床层总厚度不小于给矿中最大颗粒直径的 5 ~ 10 倍,一般在 120 ~ 130 mm 之间。处理细粒物料时,在跳汰室筛板上铺设人工床层,重产物采用透筛排矿。人工床层所采用的材料有硅铁、钢球或重矿物矿块等。其粒度应比筛孔大 1.5 ~ 2 倍,密度以接近或略小于重矿物的密度为宜。人工床层一般厚 10 ~ 70 mm。

(4) 给矿及处理量。跳汰机的给矿应该力求稳定,给矿量和给矿浓度不宜波动过大。

山东省某金矿采用跳汰机粗选的重选工艺流程见图 14-1。

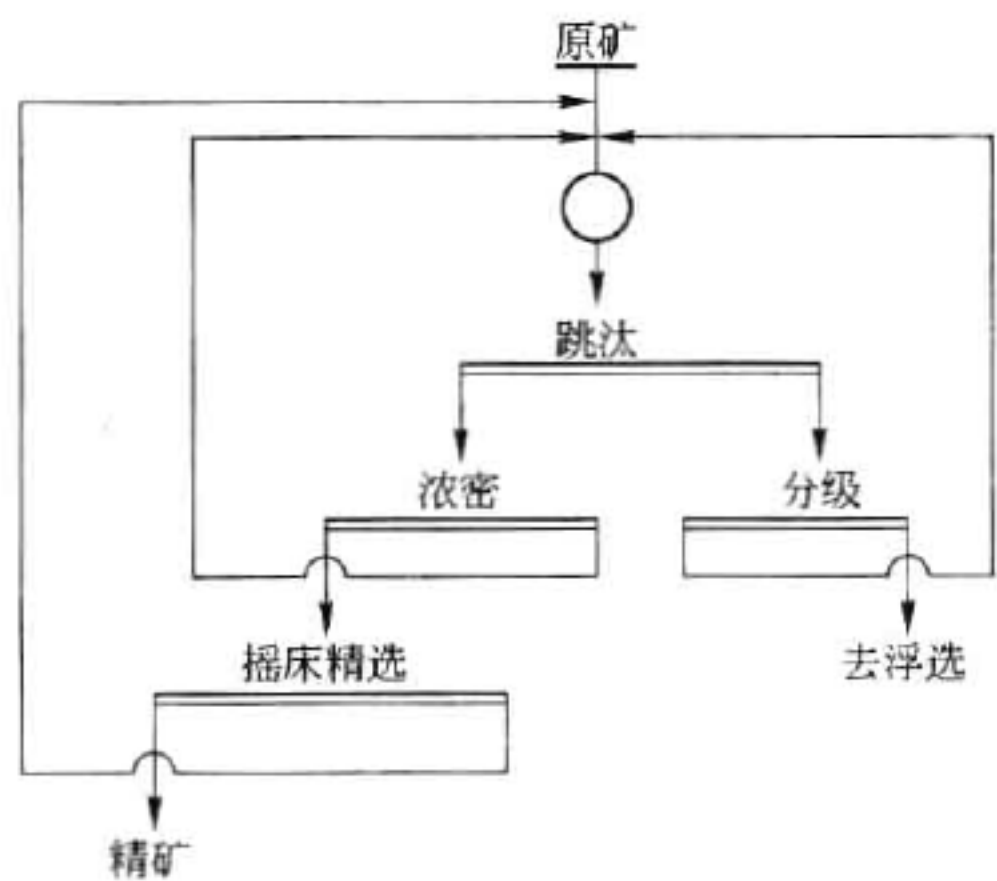


图 14-1 山东省某金矿采用跳汰机粗选的重选工艺流程

14.2.2 溜槽

借助于斜槽中流动的水流进行选矿的方法称为溜槽选矿。根据处理物料粒度的大小，溜槽可分为粗粒溜槽和矿泥溜槽；根据溜槽的机械化情况，可分为固定溜槽和机械溜槽。

固定粗粒溜槽，在砂金选矿中广为应用。这种溜槽按作业制度分为浅填溜槽和深填溜槽。浅填溜槽一般用于选别经过洗矿筛分的物料，给矿粒度小于 16 ~ 24 mm。深填溜槽一般用于没有经过洗矿筛分或虽然经过了粗分级，但入选物料粒度较大并且还需要进一步洗矿碎散的物料，其给矿粒度可达 100 mm 以上。深填溜槽主要用于砂金矿的陆地洗选。与浅填溜槽相比，深填溜槽的槽断面深度较大而宽度较窄，通常槽深为 0.3 ~ 1 m，宽度不小于槽深的 1.2 倍。深填溜槽的长度较大，一般为 20 ~ 100 m，因此清洗深填溜槽精矿的劳动强度很繁重。该种溜槽现在已很少使用。

固定溜槽的优点是结构简单，给矿粒度范围大，生产费用低，富集比大。其缺点是床层容易板结，致使选别指标显著降低；选别作业液固比高，清槽工作劳动强度大，占用工作时间较长，现在已被多种机械溜槽取代。

机械粗粒溜槽种类较多，目前，在中国应用的主要有可动式橡胶覆面溜槽和鼓动溜槽。

14.2.2.1 可动式橡胶覆面溜槽

可动式橡胶覆面溜槽一般简称为胶带溜槽，其结构类似于胶带运输机，但胶带为特制的带有波状挡边和横向挡条等。胶带溜槽可以连续作业并连续排出精矿，从而免除了清溜工作的繁重体力劳动，且克服了固定溜槽中床层严重板结的缺点，提高了金的回收率。胶带溜槽主要技术性能见表 14-5。

表 14-5 胶带溜槽主要技术性能

项 目	参 数	项 目	参 数
带宽/mm	800	带速/m · min ⁻¹	0.6
溜槽长/mm	5000	安装倾角/(°)	8 ~ 9
工作面积/m ²	3.5	给矿粒度/mm	< 16

续表 14-5

项 目	参 数	项 目	参 数
挡板高度/mm	90	每台生产能力/ $\text{m}^3 \cdot \text{h}^{-1}$	1.8 ~ 6.4
首位轮直径/mm	350	矿浆表面流速/ $\text{m} \cdot \text{min}^{-1}$	1.2
电动机台功率/kW	5.5/5	设备质量/t	0.8

注:1台5.5kW电动机驱动5台胶带溜槽。

14.2.2.2 鼓动溜槽

鼓动溜槽主要用于砂金选矿,其槽体形状基本上与固定溜槽相似,具有用角钢制成的横向溜格。槽底是橡胶板,在橡胶板下面设有托架和传动机构。工作时托架做上下交变运动,推动溜格间橡胶板上下运动,类似于跳汰机隔膜,上升时矿层松散,下降时产生吸入作用,使轻、重矿物分层,避免了床层板结,提高了金的回收率。该设备具有操作简单、富集比高、金回收率高等优点。鼓动溜槽的主要技术性能见表14-6。

表 14-6 鼓动溜槽的主要技术性能

项 目	参 数	项 目	参 数
溜槽有效长度/mm	2400	入选粒度/mm	<20
溜槽有效宽度/mm	920	台生产能力/ $\text{m}^3 \cdot \text{h}^{-1}$	5 ~ 8
工作面积/ m^2	2.21	液固比	6:1
冲程/mm	10	安装倾角/(°)	6 ~ 8
冲次/次· min^{-1}	50	电动机功率/kW	1.1
外形尺寸/mm	3160 × 1000 × 720	设备质量/t	0.75

14.2.2.3 组合溜槽

组合溜槽由两个以上溜槽和筛板组合为一体的一种洗选设备。典型的组合溜槽有罗斯溜槽及皮尔逊溜槽。

罗斯溜槽由给矿箱、筛板、配水管、水枪及三条平行配置的溜槽组成。其特点是原矿在同一设备上实现筛分、选矿作业。原矿经过筛板筛分后,筛上粗粒产物和筛下细粒产物分别有不同的溜槽选别。罗斯溜槽具有结构简单,处理能力大,移动方便等特点。处理含泥多的砂矿时,因洗矿效果不好,会明显降低金的回收率。罗斯溜槽的规格及生产能力见表14-7。

表 14-7 罗斯溜槽的规格及生产能力

型 号	给矿箱尺寸/m		溜槽尺寸/m		设计处理能力/ $\text{m}^3 \cdot \text{h}^{-1}$	用水量/ $\text{m}^3 \cdot \text{h}^{-1}$	质量/t
	长	宽	长	宽			
100	2.44	4.88	4.27	1.83	76	564	6.75
200	3.05	5.49	5.49	2.74	150	792	11.25
300	3.66	6.01	5.49	3.66	230	1140	15.75
500	4.88	6.71	6.71	4.88	380	2280	20.50
750	4.88	9.14	10.36	7.01	570	3630	65.90
1000	5.49	12.19	12.20	9.75	760	4536	90.90

14.2.2.4 矿泥溜槽

矿泥溜槽的种类较多,固定式的有软覆面溜槽、匀分槽、圆槽等;机械传动式的有皮带溜槽、多层自动溜槽、摇动翻床、横流皮带溜槽等。在国内黄金选矿中应用的矿泥溜槽主要有固定式软覆面溜槽。

固定式软覆面溜槽是预处理经过磨矿的或粒度较细的物料,给矿粒度通常小于1 mm。此种溜槽不设置溜格,而在溜槽底板上铺设软覆面,如麻布、毛毯、棉毯、尼龙毯、棉绒布、有纹橡胶板等,铺面起阻留重矿物的作用。铺面根据给矿粒度而定。处理较粗物料,水层厚度为10~5 mm,采用较粗糙的长绒织物或带纹格橡胶板;处理细粒物料,水层厚度小于5 mm时,采用细纹的缎绒织物。一般软覆面溜槽的长度为2~3 m,宽度为1~1.5 m,安装倾角5°~20°,给矿浓度15%~30%。

软覆面溜槽的结构简单,容易制作,操作简单,但生产效率低,间断作业,铺面需定期清理,体力劳动强度大。因而此溜槽的应用较少。软覆面溜槽单位面积处理量见表14-8,软覆面溜槽的坡度见表14-9。

表 14-8 软覆面溜槽单位面积处理量

软覆面形式	精矿产率/%				
	<0.25	0.25~1	1~5	5~10	10~20
	溜槽单位面积处理量/t·m ⁻² ·d ⁻¹				
短 绒	10~20	8~15	5~10	3~6	2~4
长 绒	15~30	10~20	7~14	4~8	2~6

表 14-9 软覆面溜槽的坡度

选别粒度/mm	矿浆液固比值				
	2	3	4	5	8~10
	坡度/%				
<1.65			25~20	20~18	20~15
<0.83		25~20	22~18	20~15	17~13
<0.42	25~30	22~18	20~15	15~13	15~10
<0.41	22~18	20~15	17~13	15~10	12~9
<0.15	20~15	17~13	15~13	12~9	10~7
<0.074	15~10	14~10	13~10	12~8	8~6

14.2.2.5 螺旋溜槽和螺旋选矿机

螺旋溜槽和螺旋选矿机都是螺旋状斜槽选矿设备,螺旋槽一般为3~5圈。两种设备在螺旋槽的断面形状、分选产物的截取方式和处理物料粒度上有区别。螺旋选矿机的断面为椭圆形,在槽底处设有精矿截取器,给矿粒度较粗,最大给矿粒度达2~6 mm。螺旋溜槽断面为立方抛物线形,在槽的末端截取精矿、中矿和尾矿。给矿粒度较细,一般小于0.2 mm。

两种设备的优点是无运动部件,结构简单,占地面积小,处理能力大,分选过程直观,易于操作。缺点是设备外形尺寸较高,精矿产率较大,对圆球形金回收效果差。

螺旋溜槽和螺旋选矿机的技术性能见表14-10及表14-11。

表 14-10 工业用螺旋溜槽技术性能及操作条件

项 目	参 数	项 目	参 数
螺旋槽外径/mm	1200	给矿粒度/mm	<0.2
螺旋槽内径/mm	220	给矿中-0.074mm(-200目)含量/%	40~50
螺距/mm	720	给矿速度/ $\text{m}^3 \cdot \text{h}^{-1}$	10~14
头数/个	4	给矿浓度/%	25~35
圈数/圈	5	处理能力/ $\text{t} \cdot \text{h}^{-1}$	4~5
外形尺寸/mm×mm×mm	1400×1400×5820	设备质量/t	0.55

表 14-11 螺旋选矿机技术性能

参 数	型 号 规 格		
	FLX-1 型 $\phi 600 \times 339$	FLX-1 型 $\phi 600 \times 360$	FLX-3 型 $\phi 600 \times 339$
直径/mm	600	600	600
螺旋横断面形状	复合椭圆	复合椭圆	复合椭圆
螺距/mm	339	360	360
螺旋圈数(可增减)/圈	5	5	5
截取器数/个	15	15	15
处理量/ $\text{t} \cdot \text{h}^{-1}$	1.5	1.5	1.5
外形尺寸(直径×高)/mm×mm	880×2430	880×2460	880×2345
设备质量/t	400	400	395

在贵金属选矿厂,螺旋溜槽和螺旋选矿机主要用于从浮选尾矿中回收单体或连生金。

14.2.3 离心选矿机

离心选矿机主要有离心盘选机、水套式离心选矿机、法尔肯离心选矿机、尼尔森离心选矿机。

离心盘选机实际上是立轴式离心选矿机,主要用于分选砂金矿。该设备的特点是精矿产率小,富集比高,用水量少,对细粒金回收效果较好。缺点是间断作业定期排出精矿,作业周期较短,需较频繁停机排放精矿。离心盘选机的规格及操作条件见表 14-12。

表 14-12 离心盘选机的规格及操作条件

规格(直径)	$\phi 300$	$\phi 600$	$\phi 900$
分选盘直径/mm	300	600	900
选盘转速/ $\text{r} \cdot \text{min}^{-1}$	220	165	120
给矿液固比	3~5:1	3~5:1	3~5:1
作业周期/min	15~20	20	20
处理能力/ $\text{m}^3 \cdot \text{h}^{-1}$	0.8	1.5	5
给矿粒度/mm	<8	<8	<9
设备质量/t	0.1	0.25	0.60

水套式离心选矿机是长春黄金研究院研制的一种重力选矿设备。经实验证明,对选别岩金矿石中的单体金极为有效,可代替汞板。并为解决老尾矿中单体金的回收,提供了一种新型重选设备。另外,还可以回收砂金矿和其他金属中的单体金。水套式离心选矿机的技术参数见表 14-13。

表 14-13 水套式离心选矿机的技术参数

参 数	19 型	30 型	60 型
生产能力/t·h ⁻¹	0.25	2~3	8~12
功率/kW	0.75	1.5	4
给矿粒度/mm	-2.5	4	6
矿浆水/L·min ⁻¹	16	120	400
反冲水/L·min ⁻¹	13~20	50~80	130~180
产出精矿/kg·班 ⁻¹	2~4	5~10	15~20
排矿周期/h	1~4	1~4	1~4
设备质量/t	160	385	1000
外形尺寸/mm	800×560×710	1280×1030×1135	1850×1550×1600

注:标准给矿浓度 35%,反冲水压 0.03~0.06 MPa。

14.2.4 摇床

摇床处理金属矿石的有效选别粒度范围为 0.02~3 mm。按处理物料的粒度,可将摇床分为粗砂摇床(处理物料的粒度大于 0.5 mm)、细砂摇床(处理物料的粒度 0.074~0.5 mm)、矿泥摇床(处理物料的粒度小于 0.074 mm)。

摇床的优点是分选精度高,富集比高,并且物料在床面上分带明显直观,便于及时调节参数。其缺点为占地面积大,处理能力低。因此,砂金矿的粗精矿一般用摇床进行精选。对脉金矿石摇床一般用作单体金回收工艺中的精选设备或粗选设备。中国常用摇床的技术性能见表 14-14。

表 14-14 中国常用摇床的技术性能

摇床型号	6—S 摇床	云锡式摇床	弹簧摇床	中型摇床
床面长度/mm	4520	4330	4493	2100
传动端宽/mm	1825	1810	1883	1050
精矿端宽/mm	1560	1520	1577	850
冲程范围/mm	8~36	8~22	8~17	12~28
冲次范围/次·min ⁻¹	220~340	280~340	300~360	250~450
最大给矿粒度/mm	3	2	2	1(N),4(S)
处理能力/t·h ⁻¹	0.6~5	0.2~1.5	0.1~0.4(-0.074mm)	0.3~0.5(N) 0.4~0.8(S)
用水量/L·min ⁻¹	19~65	7~63	6~18	3~15
电机功率/kW	1.1	1.1	1.1	1.1

续表 14-14

摇床型号	6—S 摇床	云锡式摇床	弹簧摇床	中型摇床
横向坡度调整范围/(°)	0 ~ 10	0 ~ 4	1 ~ 4	0 ~ 8
优缺点	冲程及纵向坡度易调	冲程及纵向坡度难调	冲程易调,纵向坡度调节较难	纵向坡度调节较难
用途	选别砂矿	选别中细砂和矿泥	选别细砂和矿泥	精选作业

注:(N)表示矿泥床面;(S)表示矿砂床面。

14.3 重选设备在国外岩金黄金矿山中的应用

重选在岩金选矿中的应用曾因细粒嵌布的难选难浸矿石采选量逐年增大等原因而减少。然而近年来金价高且变化大,资金周转快且利润高,选矿厂都力求更快更多直接产出成品金,致使重选的研究应用获得了更高的技术经济效益指标。主要是从磨矿分级回路中有效回收单体金,这样不但可加速产品销售和资金周转,而且重选精矿冶炼回收率(99.5%)明显高于浮选精矿(95%)。下面简单介绍一些国外黄金矿山生产中应用的重选流程及设备。

14.3.1 南非黄金矿山应用的重选设备及流程

重选设备在磨矿分级回路中的安装位置,取决于水量的平衡问题。大多数重选设备用水量要求最好比磨矿用水量低。但是多数重选设备都需要冲洗水。特别是跳汰机,其尾矿通常经分级浓缩后,粗粒部分需要再磨。重选设备最好安装在磨矿的排矿口或旋流器的底流。这样可以防止粗粒金的过磨而影响重选的回收率。在重选流程中要求重选设备要具备过负荷能力,耐磨损,不能出现堵塞问题;同时还要求重选设备能回收粗粒金,且同时能回收较细的单体金及没有解离的富连生体也能回收。

在南非的白水矿脉中,金的粒度小于 300 μm,如果能选择价格合适的重选设备,对粗粒金预先回收是较为理想的。Rand Leases 选矿机具备上述要求,该设备可以安装在第一段磨矿或第二段磨矿机的排料口。其优点是起到精矿分级的作用,重选流程见图 14-2。

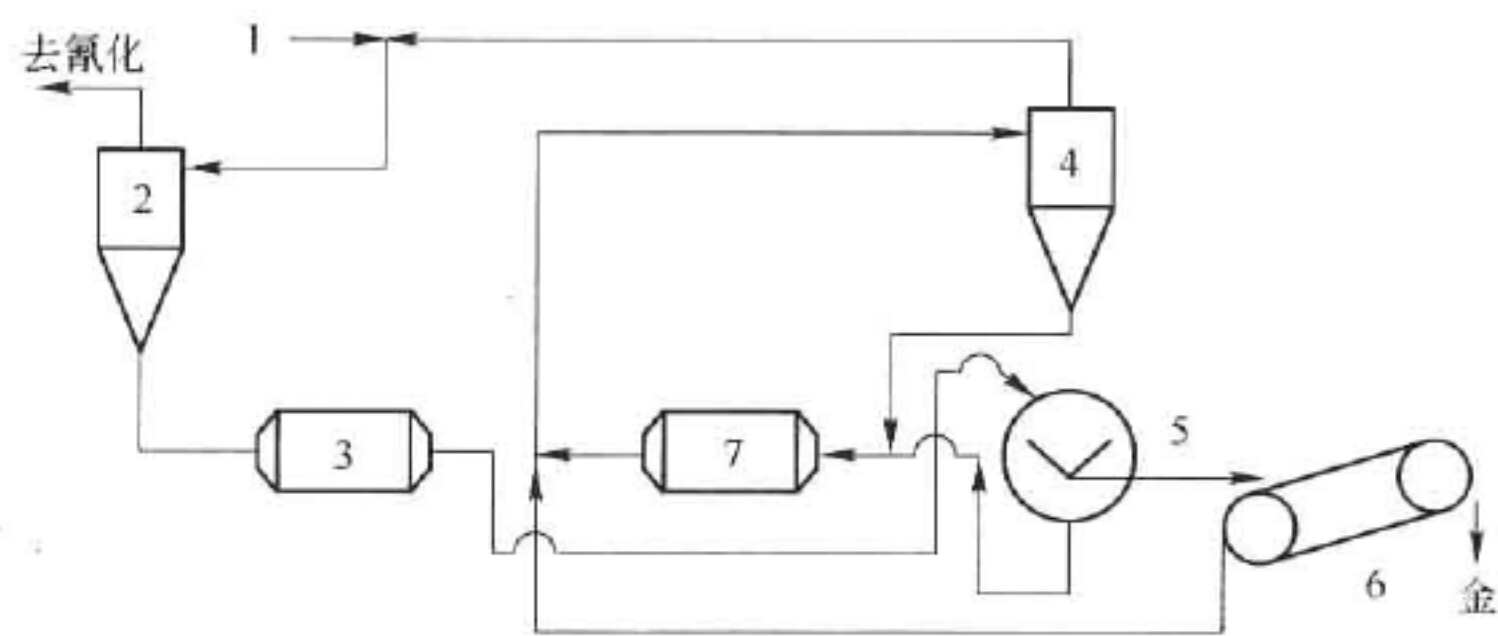


图 14-2 三段分级重选流程

1—第一段磨矿分级溢流;2—二段旋流器;3—二段球磨机;4—三段旋流器;
5—约翰逊筒式选矿机;6—恩德·里斯皮带选矿机;7—三段球磨机

在南非瓦尔里弗斯(Vaal Reefs)金矿选矿流程:是将重选设备安装在第二段分级的旋流器下面,旋流器底流品位是原矿的 2 倍,给到重选流程的品位是原矿的 10 倍,而矿量是原矿的一半,流程见图 14-3。

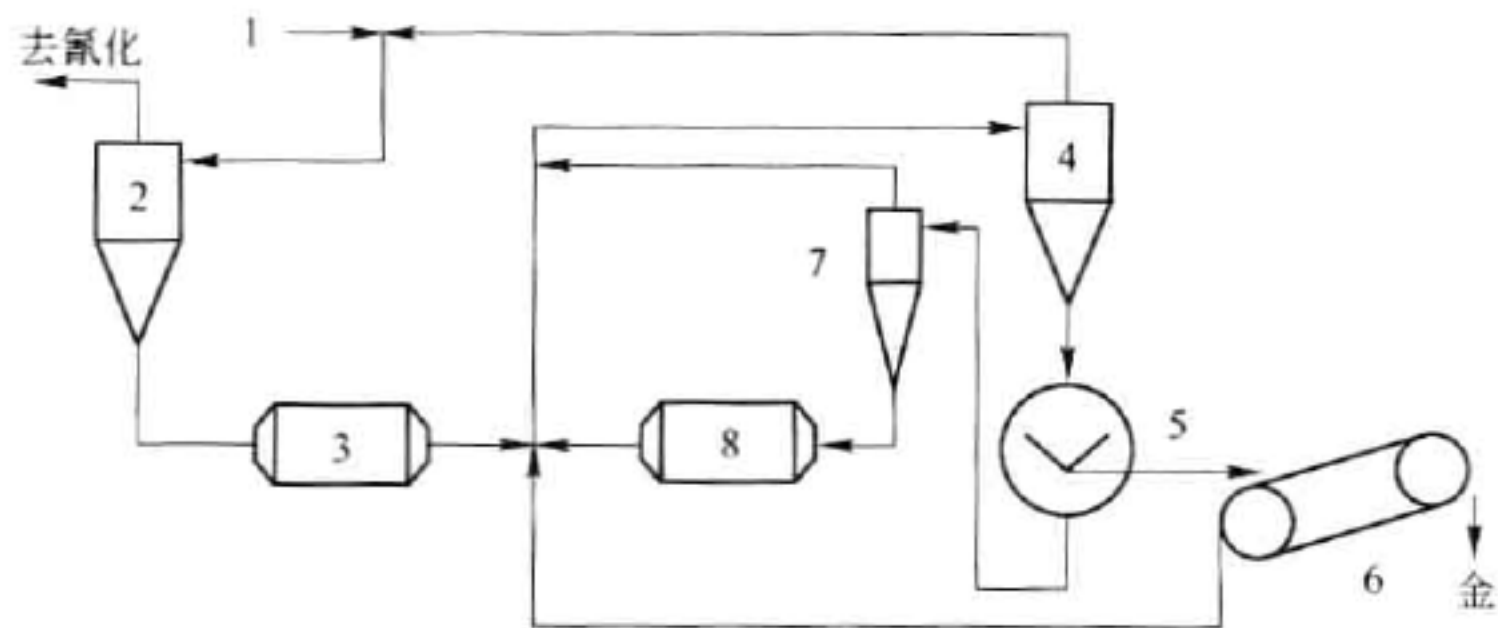


图 14-3 三段分级重选流程

1—第一段磨矿分级溢流;2—二段旋流器;3—二段球磨机;4—三段旋流器;5—约翰逊筒式选矿机;6—恩德·里斯皮带选矿机;7—脱水旋流器;8—三段球磨机

14.3.2 重选设备在加拿大矿山的应用

在加拿大黄金生产中,没有采用南非研制的约翰逊(Johns)筒式选矿机和兰德李萨斯(Rand Leases)选矿机。其所采用的重选设备基本为跳汰机,其中丹弗跳汰机应用最广,通常选用的流程为两段跳汰加摇床。

Pamour Porcupine 金矿是加拿大最老的金矿之一。预选采用两段跳汰,精矿分别进行浮选和氰化处理。第一段采用 1.5 m×4.9 m 球磨机,球磨机排矿口接泛美跳汰机,粗精矿给入一台丹弗双室跳汰机,跳汰金精矿冶炼。第一段跳汰尾矿再磨,通过浮选实现铜、硫分离。精选跳汰尾矿和硫精矿再磨去氰化,流程见图 14-4。

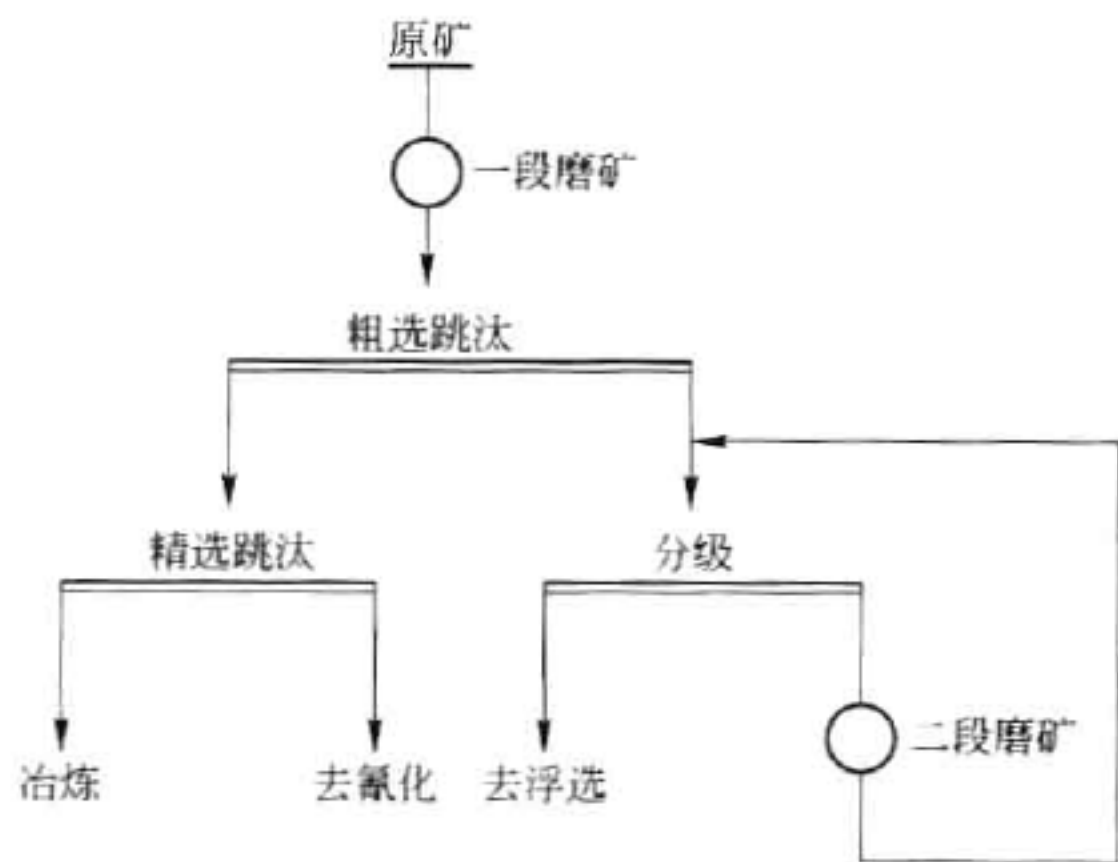


图 14-4 加拿大 Pamour Porcupine 金矿重选流程

加拿大 Dome 金矿,处理能力 3000 t/d,采用重选—氰化流程,第一段磨矿采用 3.2 m×6.1 m 棒磨机;φ500 水力旋流器分级,旋流器溢流去氰化,旋流器底流进入 4 台丹弗双室跳汰机;跳汰精矿给入 1 台 Deistes 摇床精选,最终重选精矿去冶炼,重选尾矿经旋流器分

级底流给入二段磨矿,与第一段旋流器构成闭路(见图 14-5)。Dome 金矿重选流程与南非的重选流程相比,应用第一段旋流器预先分级不仅减轻了跳汰机的负荷,也节省了重选设备。

加拿大 Les Mines Camchib 金铜矿选矿厂分级机回路的循环负荷高达 500%~700%,用尖缩溜槽粗选处理球磨机排矿,粗精矿金回收率 10%~20%,金富集比 2,尖缩溜槽尾矿进入分级机。粗精矿用尼尔森离心选金机两段精选,获得含金 5%~10% 的精矿,再用摇床精选至品位达 65% 左右去冶炼,重选流程见图 14-6。

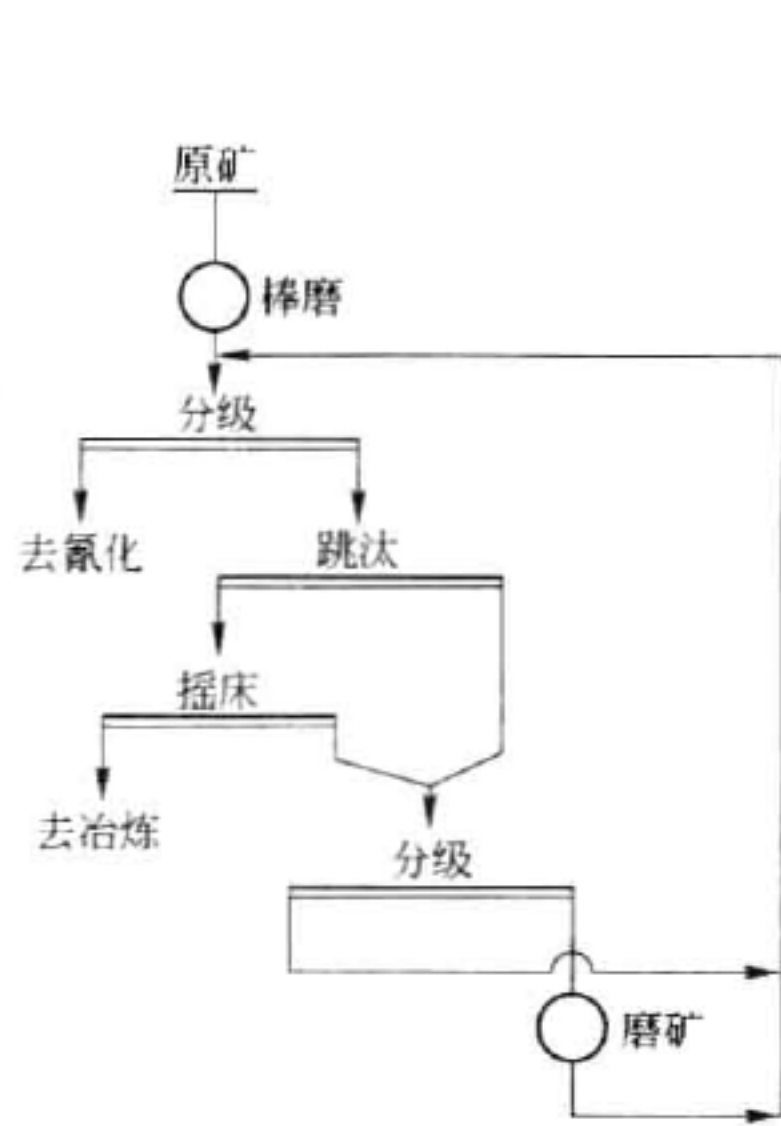


图 14-5 加拿大 Dome 金矿重选流程

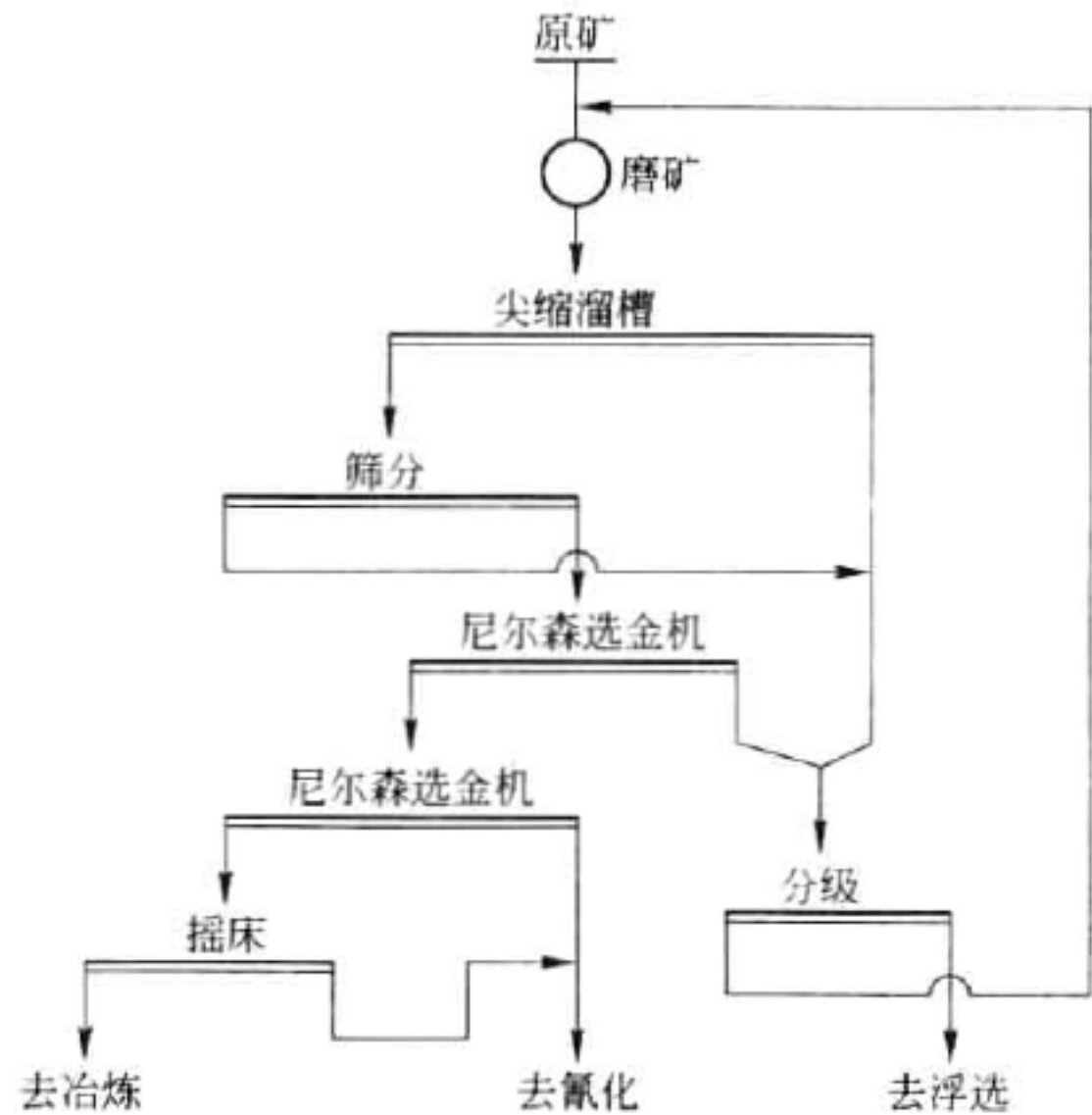


图 14-6 加拿大 Les Mines Camchib 公司选矿流程

1990 年 4 月投产的加拿大 Colomac 金矿,年产金 6.2 t,居全国第一,北美第二。选矿厂处理能力 10000 t/d。采用重选—氰化炭浆工艺流程。一段磨矿分级的旋流器底流进入由螺旋选矿机和摇床组成的重选流程。金重选回收率 30%~35%,总回收率 94%。

14.3.3 北欧黄金矿山重选流程

在瑞典北部的 Boliden AB 矿业公司 Boliden 矿,最先使用了重选设备。选矿厂在二段磨矿前设置重选回路回收粗粒金,防止金粒过磨,使金的回收率提高 5%。该矿处理的矿石为含铜、铅、锌和硫铁矿的多金属矿石。矿石中主要金属含量为: Au 2.1 g/t、Ag 126 g/t、Cu 0.53%、Zn 5.1%、Pb 1.2%、S 12%。金矿物以自然金和银金矿为主,密度 12.6~19 g/cm³,金粒大部分在 0.1~0.5 mm 范围。进入重选回路之前,矿石经一段棒磨和旋流器分级、溢流送浮选、沉砂到二段砾磨,磨矿产品再返回旋流器分级。浮选回路包括 Cu-Pb 浮选、Cu-Pb 分离、浮 Zn 和浮 S(黄铁矿)作业。贵金属主要富集在 Cu、Pb 精矿中,Au 的回收率 75%。重选设备主要有两种用途:其一在浮选前回收单体金;其二在浮选后回收硫铁矿。增加重选后,Au 的回收率提高到 80% 以上,其中一半由重选回收,重选流程由 DSS、DS 排列圆锥选矿机、两台三头 LGT 赖克特圆锥选矿机、一台 Sala Deister 摇床组成。摇床产出的最终精矿含 Au 可达 500 g/t。磨细的矿石在给入赖克特圆锥选矿机之

前用筛子分离出 3 mm 以上的物料,返回再磨,以避免过粗物料造成矿浆紊流干扰圆锥选矿机的分选效果。重选流程的应用,金的回收率比未使用前得到显著提高,重选流程见图 14-7。

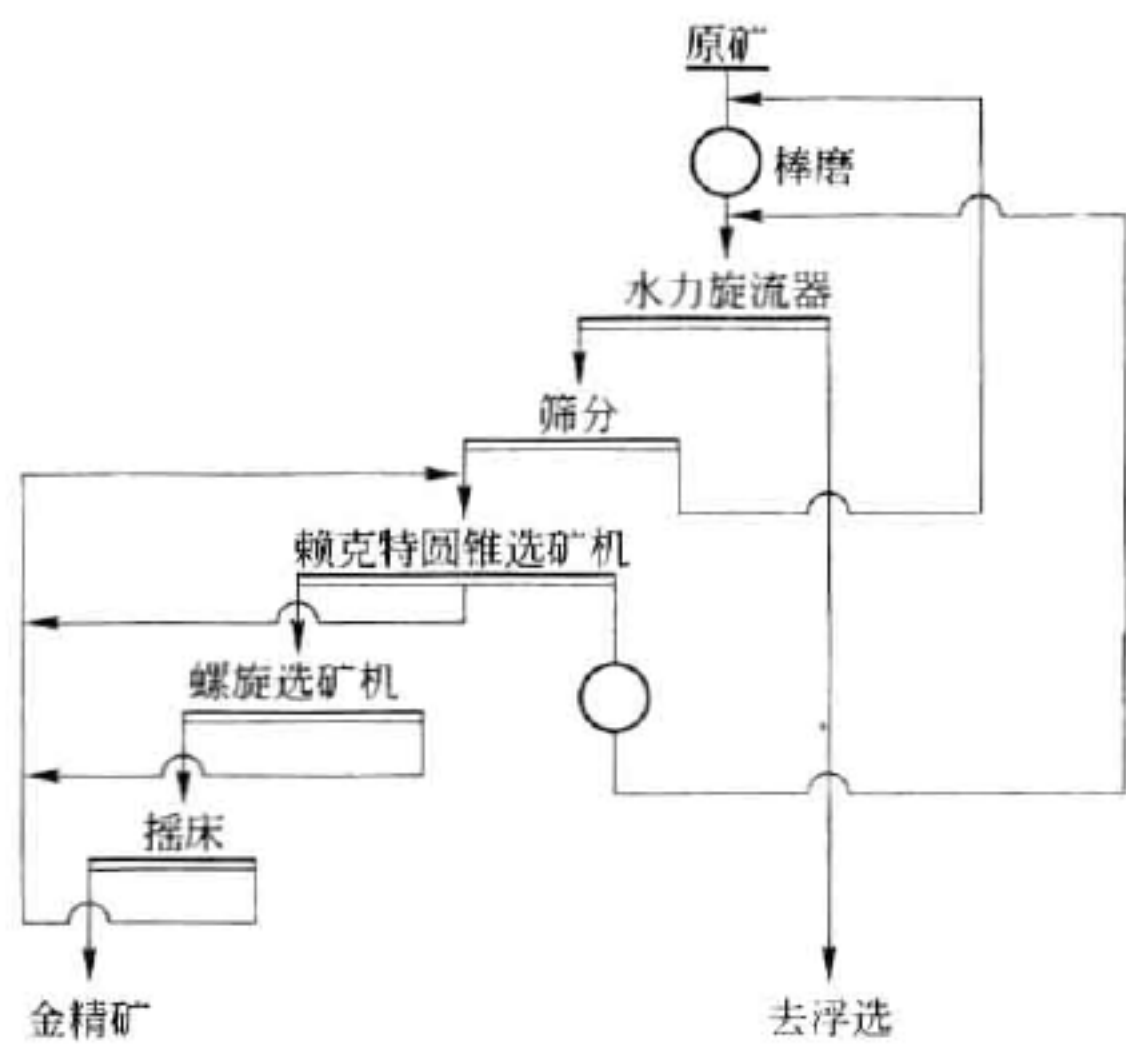


图 14-7 Boliden 选矿厂重选流程

在瑞典的 Kristineberg 选矿厂,采用了上述相同的重选流程。

在瑞典的 Bjorkdal 金矿,球磨机排矿首先经过旋流器分级,旋流器溢流 -0.18 mm(-80 目)含量占 80% 左右的矿石去浮选;旋流器底流通过赖克特圆锥选矿机、螺旋选矿机、摇床进行重选,获得的重选精矿去冶炼,其工艺流程见图 14-8。

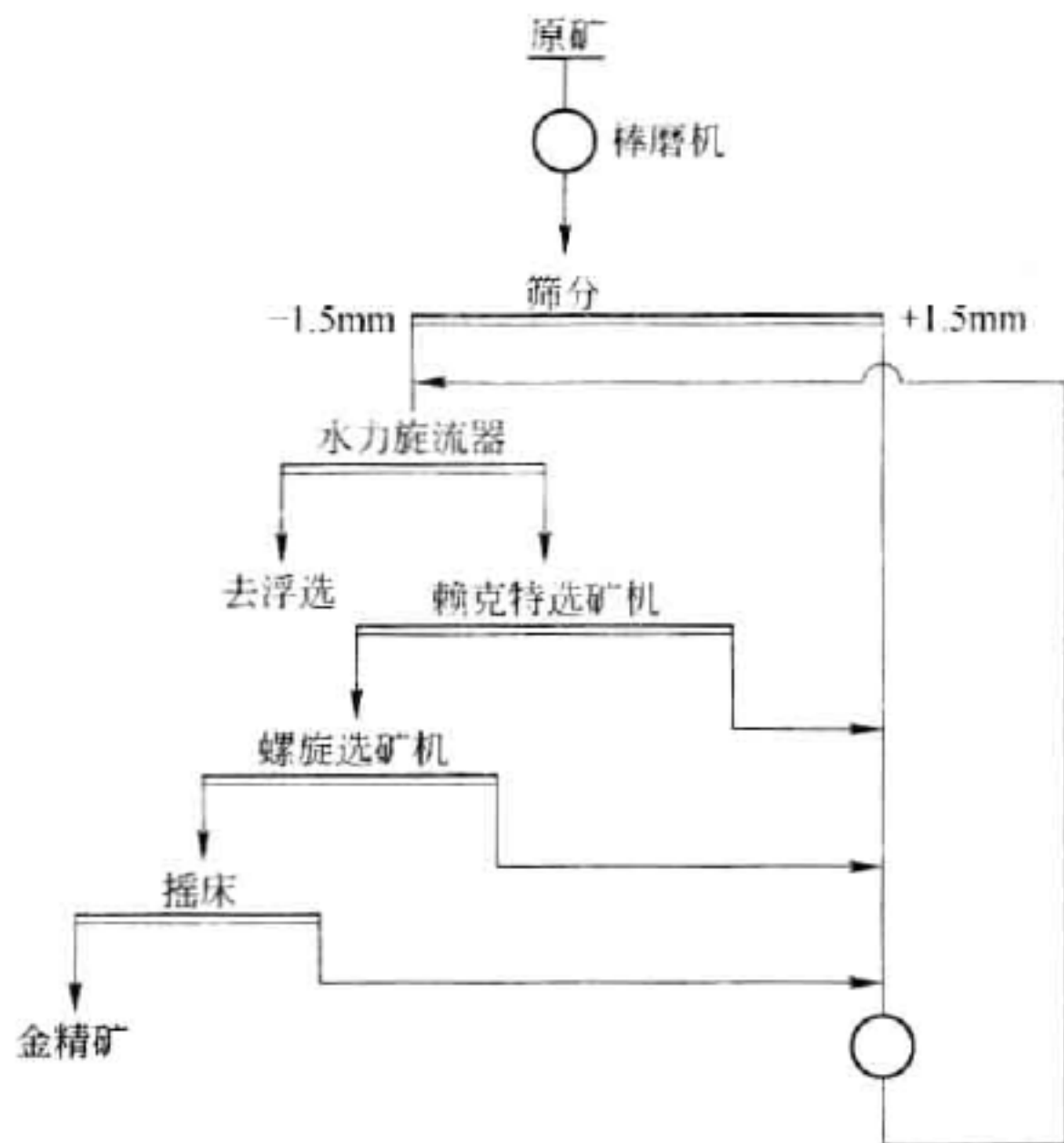


图 14-8 Bjorkdal 选矿厂重选工艺流程

14.3.4 重选在澳大利亚贵金属选矿厂的应用

澳大利亚特尔弗金矿采用重选回收粗粒金,然后用氰化—锌粉置换工艺回收细粒金,金的总回收率达98%。该矿所处理的矿石为含金石英—褐铁矿型,含大量黏土。破碎产品中含24%~30%小于0.04 mm的黏土和细泥,金的粒度从3 mm到5 μm。矿石经破碎磨矿至小于0.3 mm,球磨机排矿由旋流器分为泥和砂,矿泥部分(-0.04 mm占70%)送氰化处理,沉砂用跳汰回收粗粒金,金的回收率为30%,然后在跳汰机下部设连续带式选矿机,重选回收率提高到45%。用重选法回收粗粒金,减少了后续氰化作业的负荷,节省了操作时间及费用。

14.4 中国黄金矿山采用的主要重选流程

中国广西龙头山金矿,在磨矿分级回路中采用此设备回收中细粒金取得了较好的技术指标,其选矿工艺流程见图14-9。山东省某金矿采用跳汰机粗选的重选工艺流程见图14-1。

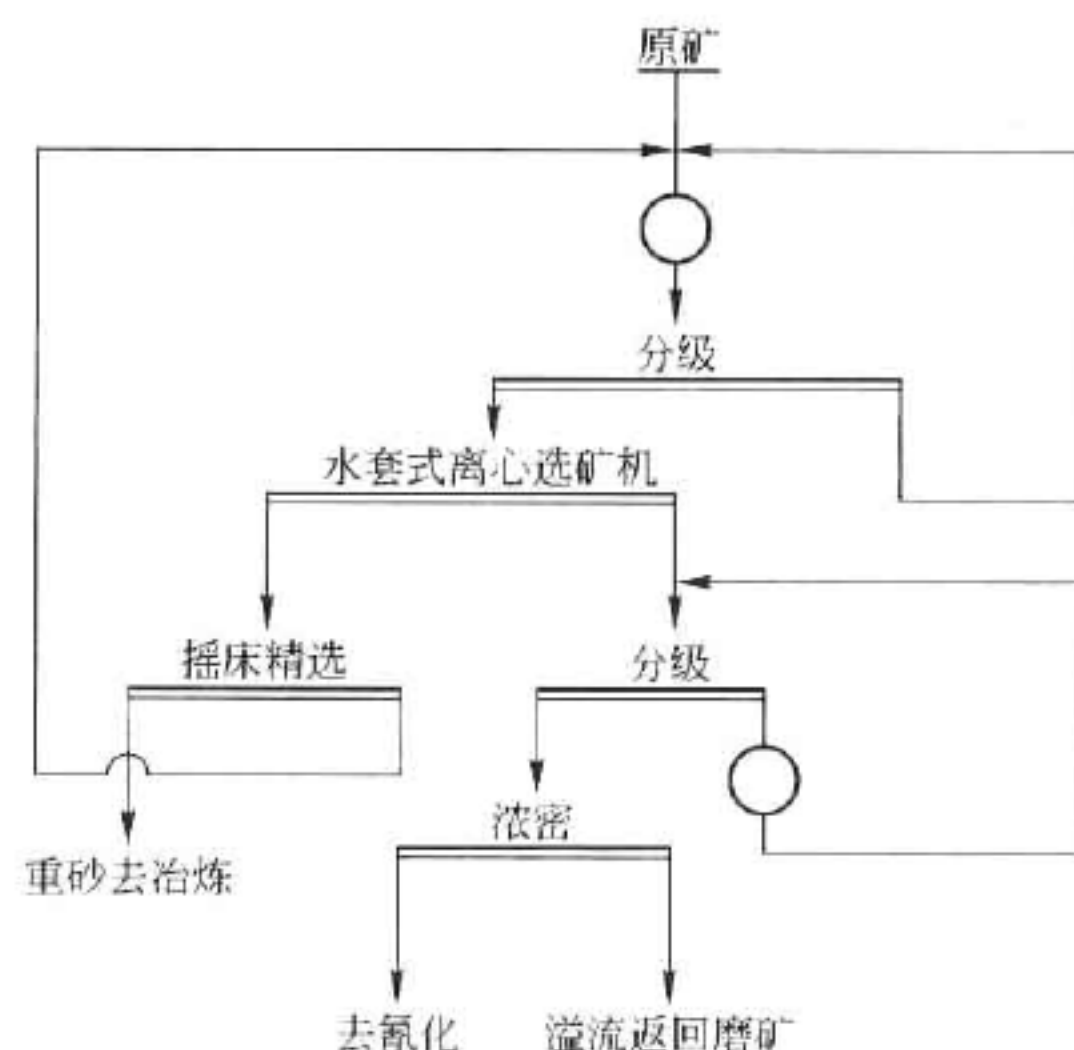


图 14-9 广西龙头山金矿重选—氰化工艺流程

重选在岩金选矿作业中,作为其他选矿方法的预选作业,已经引起极大重视,尤其是那些简单、可靠的重选设备,在适当选择合理使用的条件下,充分显示了其巨大作用。

14.5 砂铂矿的重选处理

砂铂矿主要由沉积或冲积而成,其中的铂矿物主要呈游离状态或合金状态存在,铂族金属品位在0.3~10 g/t,矿床储量不大,主要用采砂船开采。用重选法得到精矿之后,用湿法或混汞法精炼。美国阿拉斯加砂铂矿的选矿流程见图14-10,该矿的采砂船每日处理矿砂3800 m³,全年工作200 d,生产466 kg粗铂。

砂矿经过旋转圆筒筛、溜槽和跳汰机处理,得到的精矿含粗铂、部分金以及相当数量的磁铁矿、铬矿及钛铁矿,通过摇床精选,精矿经过筛分、磁选和风力选矿,产出含铂族金属达

90% 的精矿, 其中含 4% ~ 30% 的铌, 精矿最后送冶炼厂精炼。

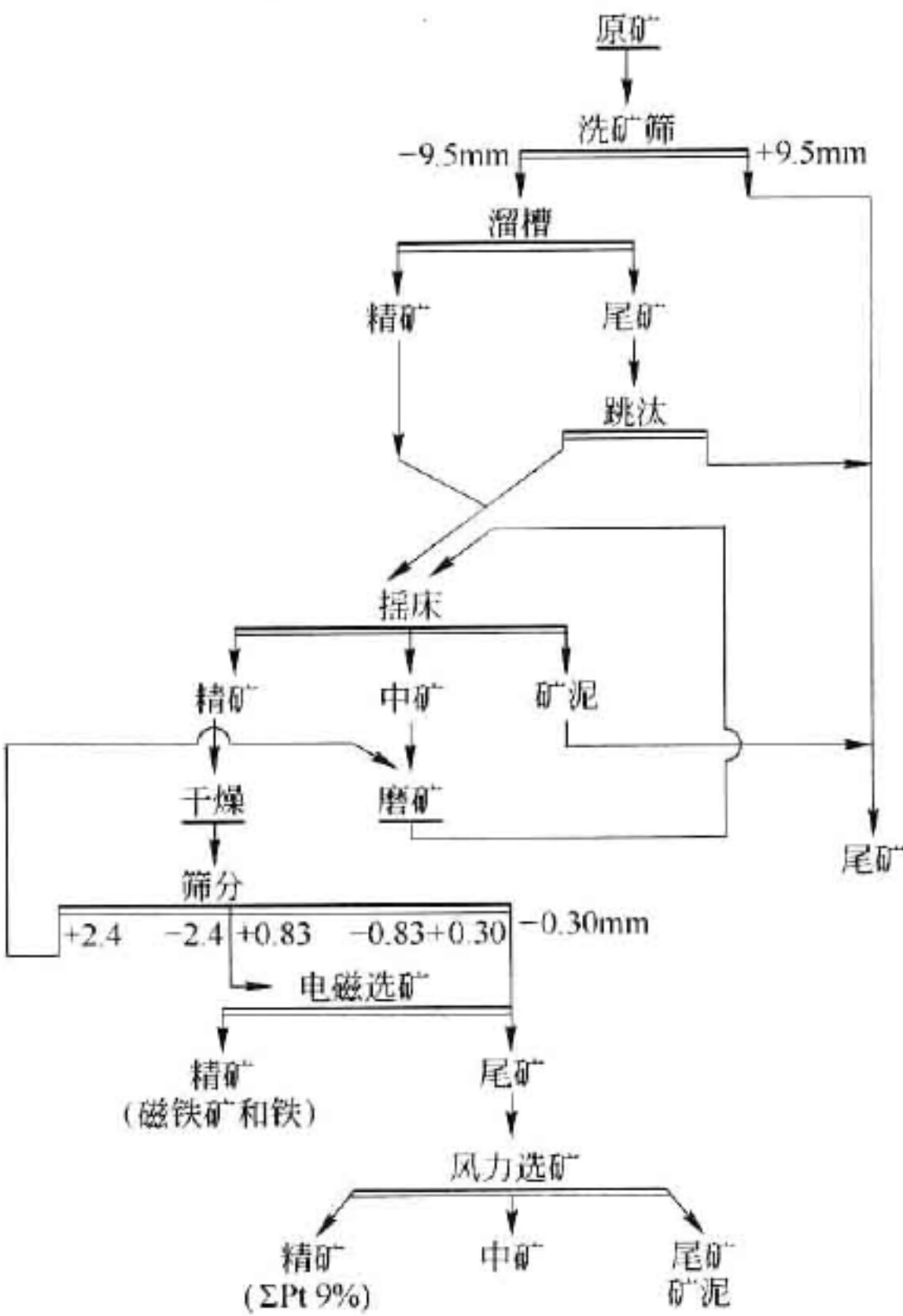


图 14-10 美国阿拉斯加砂铂矿的选矿流程

15.1 概述

浮选为浮游选矿的简称,是利用各种矿物颗粒表面物理化学性质的差异,从水的悬浮体(矿浆)中浮出某种或某些矿物的选矿方法。它是从全油浮选逐步发展起来的。现在工业上普遍应用的浮选法实质是泡沫浮选法。它的特点是矿物颗粒选择性地附着于矿浆中的气泡上,并随同气泡一起浮到矿浆表面,达到矿物分离和富集的目的。浮选是一种应用最广的选矿方法,原则上能分选各种矿物,所处理的矿物粒度范围较宽,可从2~3 mm直至10 μm 以下,几乎所有的有色金属矿石都采用浮选法处理。

中国古代曾利用矿物表面的天然疏水性来净化朱砂、滑石等矿质药物,使矿物细粉飘浮于水面,而无用的废石颗粒沉下去。在淘洗砂金时,用羽毛蘸油粘捕亲油疏水的金、银细粒,当时称为鹅毛刮金。明宋应星《天工开物》记载,金银作坊回收废弃器皿上和尘土中的金、银粉末时“滴清油数点,伴落聚底”,这就是浮选法选金的最初应用。

18世纪,人们已知道固体粒子粘附在气泡上能升至水面的现象。随着人们对金属需求量的增加,急于找到一种方法回收矿石中细粒金属。19世纪末,随着人们对矿物表面性质的认识深化,出现了薄膜浮选法和全油浮选法。

20世纪初,泡沫浮选法应用选别有色金属和黄金矿。1922年,用氰化物抑制闪锌矿和黄铁矿,发展了优先浮选法。20世纪30年代,南非金矿企业为了既能扩大规模又要减少投资,同时还要处理深部难处理金矿石时,就大力发展和建设了一批浮选厂,成功地应用浮选法将含金硫化矿富集起来,含金精矿焙烧进行氰化提金,经济效益和选矿指标都比直接氰化大大改善。

浮选法的产生和发展也促进了黄金选矿业的发展,特别是对岩金矿的利用和从有色金属矿石中综合回收黄金创造了条件。目前,浮选法已成为处理金矿石生产黄金的重要工艺。中国许多岩金矿山选矿厂是以浮选工艺为主或以单一浮选工艺生产的。浮选厂的金回收率达到90%以上且可综合回收以金为主的低品位多金属。

小于10 μm 细粒金是很难用重选法回收的。浮选利用矿物表面物理化学性质的差异可以选收细粒、甚至微细粒矿物。超细粒浮选或荷载体浮选和离子浮选可以回收微细粒金。

实际上,贵金属的浮选,尤其是黄金的浮选,目前主要还是采用全浮选的方法,就是将金及含金(包括其他贵金属)矿物,主要是硫化矿物,尽量浮起,然后再根据情况对浮选精矿进行选择处理,包括综合回收精矿中所含的其他有用矿物。在选择用浮选还是直接氰化工艺时,一般主要考虑以下几个问题:

- (1) 矿石中不能溶解的金还有多少。
- (2) 矿石中能溶解的金还有多少。
- (3) 黄铁矿和硫酸的生产。
- (4) 较低的处理成本。
- (5) 较低的投资费用。

世界主要贵金属生产大国南非,在处理含铀金矿石时,用浮选精矿焙烧生产硫酸,焙烧后的烧渣提取金,然后用硫酸浸出铀。

15.2 浮选基本原理

浮选时,将粒度和浓度适宜的矿浆经各种浮选药剂作用后,在浮选设备中进行搅拌和充气,在矿浆中产生大量的弥散气泡,悬浮状态的矿物颗粒与气泡碰撞,可浮性好的矿物附着在气泡上,并随气泡一起浮到矿浆表面形成矿化泡沫层,矿化泡沫层从矿浆中分离出来形成产品;可浮性差的矿物滞留在矿浆中,使矿物得到分离。

浮选过程中矿粒能否附着在气泡上与矿粒表面对水的润湿性有关。实践证明,矿粒表面对水的润湿性愈强,矿粒愈亲水,其可浮性愈差;反之,矿粒表面对水的润湿性愈弱,矿粒愈疏水,其可浮性愈好。矿粒表面对水的润湿性强弱常用润湿接触角(简称接触角)进行衡量。

矿粒表面被水润湿以后会形成固体(矿粒)、水和气体三相的一条环状接触线,常将其称为三相润湿周边。三相润湿周边上的每一点均为润湿接触点,通过任一点作切线(见图 15-1),以此切线为一边,以固水交界线为另一边,经过水相的夹角 θ 称为接触角。接触角的大小由三相界面自由能的相互关系决定。界面自由能是增加单位界面面积所消耗的能量,又可将其看成是作用在界面单位长度上的力,即表面张力。若界面的表面张力分别用 $\sigma_{\text{固水}}$ 、 $\sigma_{\text{固气}}$ 、 $\sigma_{\text{水气}}$ 表示,接触角 θ 的大小取决于这 3 个表面张力之间的平衡,其方程式为:

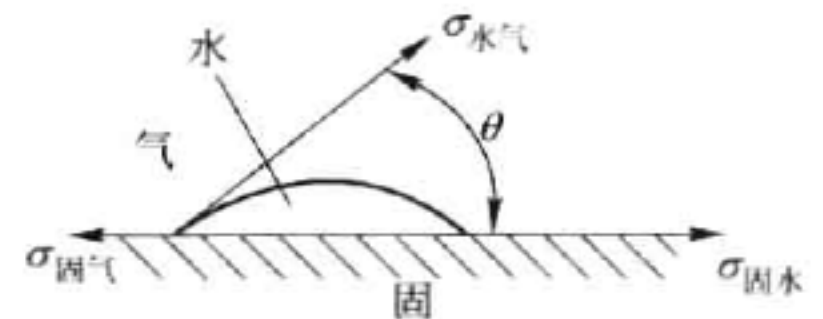


图 15-1 矿粒表面所形成的接触角

$$\sigma_{\text{固气}} = \sigma_{\text{固水}} + \sigma_{\text{水气}} \cos \theta \quad (15-1)$$

$$\cos \theta = (\sigma_{\text{固气}} - \sigma_{\text{固水}}) / \sigma_{\text{水气}} \quad (15-2)$$

式中 θ ——矿物表面的润湿接触角, ($^{\circ}$);

σ ——相界面上的表面张力, N。

从上式可知,由于在一定条件下, $\sigma_{\text{水气}}$ 值与矿物表面性质无关,可认定是定值,接触角的大小取决于水对矿物及空气对矿物的亲和力的差值。 $\sigma_{\text{固气}} - \sigma_{\text{固水}}$ 的差值愈大, $\cos \theta$ 愈大, θ 愈小,矿物的润湿性愈强,其亲水性愈强,可浮性愈差;反之, $\sigma_{\text{固气}} - \sigma_{\text{固水}}$ 的差值愈小, $\cos \theta$ 愈小, θ 愈大,矿物表面愈疏水,其可浮性愈好。

$\cos \theta$ 值介于 1 ~ 0 之间,可将其称为矿物表面的润湿性指标,而将“ $1 - \cos \theta$ ”称为矿物的可浮性指标。测定矿物的接触角可以初步评价矿物的天然可浮性。矿物的接触角可以用各种浮选药剂进行调节和控制,如纯天然方铅矿的天然润湿角为 47° ,经乙基黄药作用后可增至 60° 。

矿物颗粒自身表面具有疏水性或经浮选药剂作用产生或增强疏水性。疏水就是亲油和

亲气体,可在液、气或水、油的界面发生聚集。自然界中,具有天然疏水性的矿物不多,利用矿物天然疏水性实现矿石中目的矿物与非目的矿物分离的实践不多,除了石墨、辉钼矿等少数矿物外,大部分矿物的天然疏水性不强,但是,许多矿物在矿浆中可以选择性地吸附某些化学药剂而使矿物自身的疏水性发生改变,从而实现与其他矿物的疏水性差异而分离,这就是浮选的真谛所在。选矿工作者就是要经过科学与实践的结合,寻找合适的药剂改变目的矿物的表面性质,从而实现矿物表面疏水性的差异,将目的矿物与其他矿物分开。当然,除了寻找药剂改变矿物表面疏水性外,选矿工作者还通过试验寻找载体矿物,如将不易浮选的微细颗粒吸附在较易浮选的大颗粒表面,即所谓的“载体”,微细颗粒借助这些“载体”颗粒而上浮。在金矿石的浮选过程中,经过一系列工艺处理后的金矿粒虽然密度大却能与气泡和浮选药剂亲和而被浮于矿浆表面,作为泡沫产品回收。这是目前常用于黄金浮选的一种方法。它适于选别 0.5 mm ~ 10 μm 的金矿粒。当入选矿粒小于 10 μm 时,需要采用特殊的浮选法。

浮选已经成为目前选别有色金属包括贵金属矿物的一种主要的选矿方法。浮选矿浆体系是一个非常复杂的混合体系,有时候单用一种办法很难实现矿物之间的分离,还要联合改变很多条件,如矿浆 pH 值、捕收剂、磨矿细度、抑制剂等。除此之外,还可以改变目的矿物的形状,如还可以加入大分子絮凝使小颗粒变大等等。

常用的改变矿物可浮性的方法还有:絮凝浮选、荷载体浮选、油团聚浮选和乳化浮选。

絮凝浮选是选用絮凝剂使细粒金或含金矿物絮凝成较大颗粒,脱出脉石细泥后再浮去粗粒脉石。荷载体浮选是用粒度适于浮选的矿粒做荷载体,使微细粒金粘附于荷载体表面并随载体上浮而成金精矿。用油类使细矿粒团聚进行浮选的油团聚浮选和乳化浮选。利用高温化学反应使矿石中金属矿物转化为金属后再浮选离析浮选对金矿石不常采用。

改变矿浆电化学性质的电化学浮选及利用生物氧化改变矿物疏水性的生物浮选是当前浮选的研究动态。

根据矿物表面的润湿性,常将各种矿物的天然可浮性分为三类(见表 15-1)。

表 15-1 矿物天然可浮性分类

类别	表面润湿性	破碎面露出键的特性	代表矿物	接触角/(°)	天然可浮性
1	小	分子键	自然硫	78	好
2	中	以分子键为主,同时有少量的强键(离子键、共价键、金属键)	滑石 石墨 辉钼矿	69 60 60	中
3	大	强键(离子键、共价键、金属键)	自然金 自然铜 方铅矿、黄铜矿 萤石 黄铁矿 重晶石 方解石 石英 云母	 47 41 30 ~ 33 30 20 0 ~ 10 0	差

浮选过程包括如下几个基本阶段:

(1) 浮选前矿石应磨到一定粒度。其目的是使有用矿物和脉石达到单体解离,同时控

制粒度,使其适合于浮选的要求。

(2) 制备矿浆。包括调整矿浆浓度,加入浮选药剂,调整矿浆 pH 值,消除有害浮选过程的离子,改变矿物表面性质,使之满足入选要求的条件。

(3) 往浮选机中引入空气,形成大量气泡;矿粒向气泡附着,并随同气泡一起浮到矿浆表面形成泡沫层。

(4) 刮出漂浮的泡沫产物,从而达到浮选的目的。

在浮选过程中,有两个过程一定要清楚,在矿浆中,疏水性的矿物颗粒粘附在气泡上被带到液面进入泡沫层,这个过程可以视作相的分离。在泡沫层,许多被带进泡沫层的脉石矿粒又被清洗返回矿浆相,已经浮起的矿粒由泡沫层进入精矿槽,这可视作清洗和转运相。

正常情况下,浮选的泡沫产物作为精矿产出。但有时也可以将脉石矿物浮入泡沫产物中,而将有用矿物留在矿浆中作为精矿排出。这种与正常浮选相反的浮选过程称为反浮选。

对于多金属矿石的浮选有两种方法。一种是将其中的有用矿物依次选入泡沫产品中,叫做优先浮选。另一种是将所有的有用矿物同时选入泡沫产品,然后再把混合精矿中的有用矿物逐一分开,叫做混合浮选。

浮选法被广泛地用来处理各种贵金属矿石。在多数情况下,浮选法用于处理可浮性很高的硫化物含金矿石,效果显著。因为通过浮选不仅可以把金最大限度的富集到硫化物精矿中,而且可以得到废弃尾矿,选矿成本亦较低。浮选法还用来处理多金属含金矿石,例如金-铜、金-铅、金-锌、金-锑、金-铜-铅-锌-硫等矿石。对于这类矿石,采用浮选法处理能够有效地分别选出各种含金硫化物精矿,有利于实现对矿物资源的综合回收。此外,对于不能直接用重选(混汞)或氰化法处理的所谓“难溶矿石”,也需要采用包括浮选在内的联合流程进行处理。当然,浮选法也存在局限性,对于粗粒嵌布的矿石,当金粒大于 2 mm 时,浮选法就很难处理;对难于获得必要浮选条件的矿石,如不含硫化物的石英质含金矿石,调浆后很难获得稳定的浮选泡沫,采用浮选法就有一定困难。在经济指标方面,由于浮选需要消耗大量药剂,浮选法的选矿成本较重选和混汞法高。

近年来,金矿石的浮选工艺有很大的进展,主要表现在工艺流程的革新、研制新药剂、改进设计等方面。采用阶段磨矿、阶段选别流程是目前浮选选金的发展趋势。国外多数选金厂采用二段甚至三段,中国遂昌金矿、湘西金矿采用两段磨矿、两段选别流程,金的回收率提高 2%~6%;改变药剂制度,采用多种药剂混合添加,也可改善选金效果。遂昌金矿和金厂峪金矿用丁胺黑药与黄药混合添加,金的回收率提高 2%~5%。

由于浮选法只能将金最大限度地富集到各种硫化矿物精矿中,不能最终获得成品金,采用单一浮选流程的选金厂为数不多,一般是将浮选作为联合流程的一个过程采用。

15.3 贵金属浮选

15.3.1 贵金属浮选的特点

贵金属由于其自身的特点,也决定了在浮选流程中不同于其他矿物浮选的特点。大多数贵金属在自然界中都是以细粒浸染状态存在,要使贵金属颗粒达到单体解离,矿石必须要细磨。贵金属常与硫化物,特别是黄铁矿致密共生,在回收贵金属时必须同时选出硫化物,有人研究了黄铁矿的回收率与浮选时间的关系同金的回收率与浮选时间的关系见图 15-2

和图 15-3, 两者趋势一致, 所以贵金属的浮选很大程度上是金属硫化矿物的浮选。

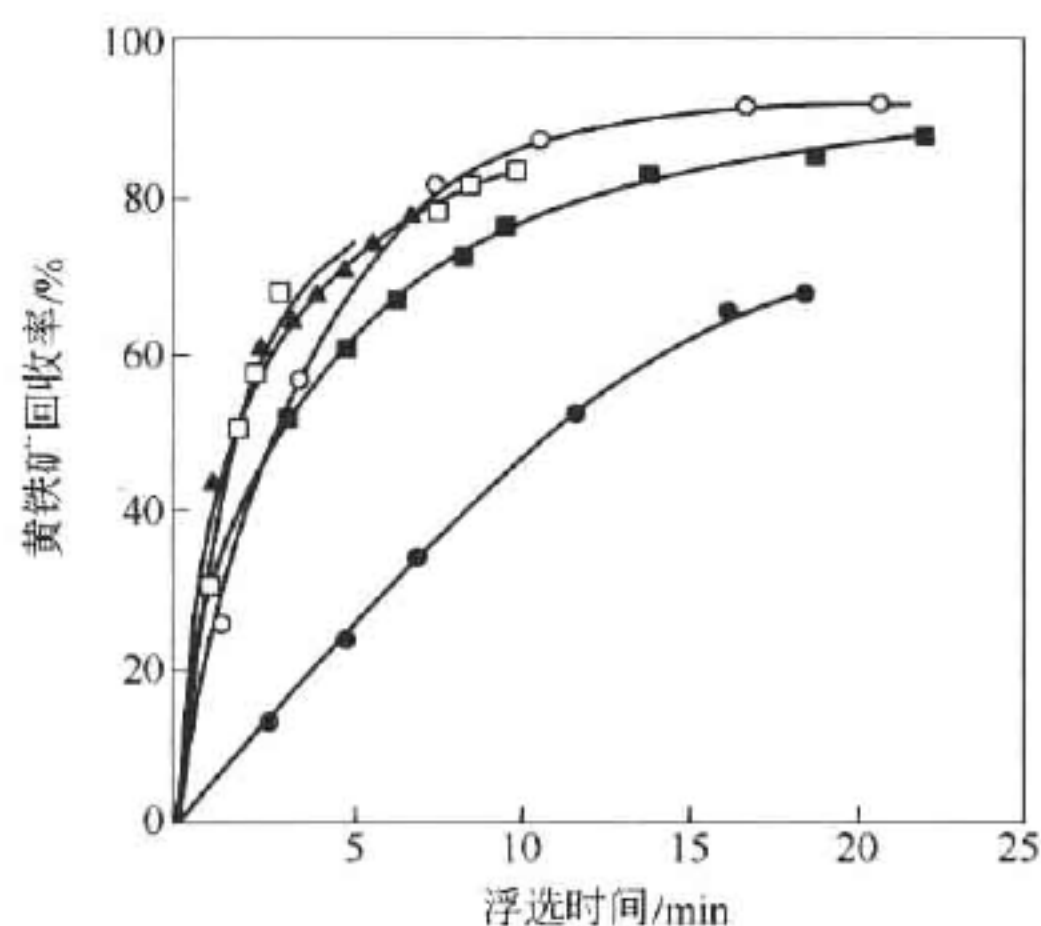


图 15-2 黄铁矿回收率与浮选时间的关系

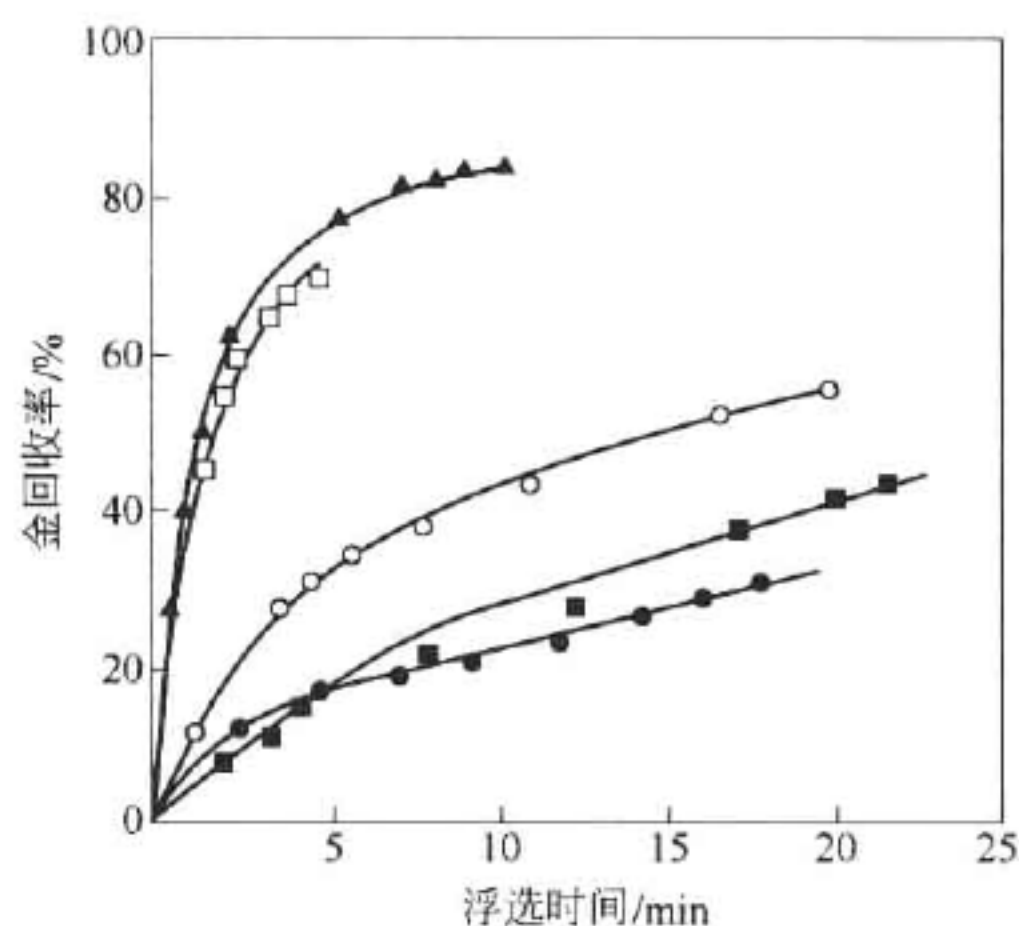


图 15-3 金的回收率与浮选时间的关系

贵金属一般密度很大, 在浮选过程中, 金粒与气泡接触后易从气泡表面脱落; 在氧化矿石中, 贵金属表面常为铁的氧化物所污染或覆盖。贵金属具有柔性和延展性, 尤其是自然金和银, 在磨矿时常呈片状, 表面会嵌进一层矿粒, 使金粒表面粗糙。这些特点影响贵金属的浮选。

15.3.2 适宜浮选的几种贵金属矿石

根据中国的矿山生产实际, 对于金矿物, 有以下几种类型矿石中金适合浮选:

- (1) 以金为主或仅与硫化物共生。
- (2) 金虽然不与硫化物共生, 但硫化物能保证泡沫的稳定和金的可浮性。
- (3) 矿石不含硫化物, 但含大量的氧化铁, 这种矿泥在足够分散下使泡沫稳定, 易于分选出。
- (4) 矿石中不含硫化物和氧化铁, 但含绢云母等矿物, 绢云母进入泡沫使泡沫稳定。
- (5) 纯石英金矿石, 在预先与硫化物混合或专门选择能使泡沫稳定的药剂下, 可以浮选。
- (6) 浮选可以分出对以后氰化有影响的矿物组分, 如石墨、锑矿等。
- (7) 用浮选可以回收主要的有用组分, 如 Cu、Pb、Zn 等。

15.3.3 贵金属浮选常见的几种工艺流程

贵金属浮选常见的几种工艺流程包括:

(1) 单一浮选工艺流程, 适于处理金粒较细、可浮性好的硫化物含金或其他贵金属石英脉矿石。一般矿山规模较小, 建后续作业不经济, 通过浮选获含贵金属的精矿, 出售给冶炼厂。此类选矿厂还包括多金属矿山选矿厂, 把多金属硫化物及贵金属富集到精矿中, 丢弃尾矿, 把含贵金属的精矿出售给冶炼厂进行冶炼分离。

(2) 浮选—浮选精矿氰化工艺流程, 适于处理贵金属(主要是金)与硫化物共生关系密切的石英脉矿石。浮选尾矿丢弃, 浮选精矿进行氰化, 氰化尾矿可以用作制酸原料。该流程与全泥氰化相比, 不需要将矿石全部磨细, 节省动力和设备, 投资小。

(3) 在磨矿回路浮选工艺流程。在磨矿回路中加入浮选作业(闪速浮选), 一方面, 可以提高选矿厂的处理能力, 另一方面提前回收了磨矿回路中的粗粒金, 减少了矿物过磨。

(4) 浮选—精矿焙烧—焙砂氰化工艺流程,常用于处理含有砷、锑和碳以及硫化物含量高的矿石,通过焙烧将影响氰化的砷、锑和碳等元素除去。

(5) 浮选—浮选尾矿或中矿氰化—浮选精矿焙烧—焙砂氰化工艺流程,在处理含有碲—金、砷—金和铜—金等硫化物石英脉矿石时,将对氰化有害的碲金—硫化物浮出,精矿进行焙烧处理,尾矿直接氰化,一方面减少了碲等有害元素对氰化的不利影响,另一方面只对精矿单独焙烧处理,节省能源,也减少了投资。

(6) 原矿氰化—氰化尾矿浮选。在氰化法不能完全回收矿石中与硫化物共生的贵金属时,在氰化后进行浮选,可以提高贵金属的回收率。这种情况往往是单体解离的金已经被氰化提取,用浮选将与金伴生紧密嵌布的矿物浮选出来。这种工艺的浮选通常是在 pH 值 3~5 的情况下进行,所以需要较长的调浆时间,浮选获得的硫化物精矿中含金一般在 3~6 g/t;

对选矿厂老尾矿的浮选,由于氧化等原因,以前处理过的老尾矿中的金可以解离出来,再加上技术和浮选药剂的更新,以前没有回收的金也可以用浮选工艺回收。浮选也是在 pH 值 3~4 的酸性矿浆中进行,这种浮选也需要进行较长时间的调浆,生产出来的精矿一般含金在 3~20 g/t。

15.3.4 影响贵金属浮选的常见因素

15.3.4.1 矿物学方面因素

在选择贵金属浮选时,应首要考虑的问题就是矿石的矿物学特性,矿石的矿物组成是影响浮选药剂和浮选机结构选择的主要因素,它直接关系到有用矿物与脉石矿物的分选效果。除了选择合适的捕收剂外,矿物组分的研究还有助于了解哪种脉石也有可能上浮,从而需要考虑合适的抑制剂。在贵金属浮选时,通常是浮选出组分含量最少的金以及载金矿物,所以,明确哪些是含金(载金)矿物及其含量就非常重要,同时还要清楚脉石矿物的类型和含量,有些载金矿物本身具有经济价值,如黄铁矿可以制硫酸。

在矿物学方面还有矿物之间的嵌布关系问题,贵金属及其载金矿物连生体与脉石矿物之间的嵌布细度与浮选工艺的选择和浮选效果关系极大,所以,有时候根据矿物学特征把矿石分为易选矿石和难处理矿石。在矿石磨矿至 -0.074 mm 占 60%~80% 时,金及载金矿物就与脉石矿物分离,解离的金用常规的捕收剂就能浮选的矿石叫易选矿石;在磨矿细度 -0.074 mm 占 90% 以上时,金及载金矿物还不能单体解离,有些矿石甚至要磨到 $-10\text{ }\mu\text{m}$ 以下,60% 达到 $-2\text{ }\mu\text{m}$,称这类矿石为难磨矿石。

15.3.4.2 浮选工艺物理因素

影响浮选的工艺因素很多,经常主要考虑的因素包括:

(1) 矿物嵌布粒度和磨矿细度。浮选的给矿粒度和能被浮起的矿物粒度对浮选作业所需要的浮选槽体积、药剂用量、充气量和叶轮的搅拌速度都非常重要。一般规律是,达到单体解离的矿物粒度越粗,浮选速度也就越快,药剂消耗也越少,相应地,粗粒精矿的品位也较高,见图 15-4。所以,合适的磨矿细度对矿物浮选分离至关重要,能进行粗粒浮选的矿石尽量粗粒浮选,当然一定要单体解离,因为过粗的粒度不仅达不到有用矿物和脉石矿物的单体解离,而且,还由于粒度过大,超过了矿物浮游的粒度上限,单体矿粒也不能上浮。有人将金矿物粒度与可浮性的关系分为以下几类:1) $+0.8\text{ mm}$ 的金粒不浮;2) $-0.8\sim+0.4\text{ mm}$ 难浮;3) $-0.4\sim+0.25\text{ mm}$ 可浮;4) -0.25 mm 易浮。除此之外,可浮金矿物的极限粒度与金

粒的形状及其表面状态有关。片状结构易浮,而球状结构难浮。合适的磨矿细度对目的矿物与脉石矿物的分离是非常重要的。

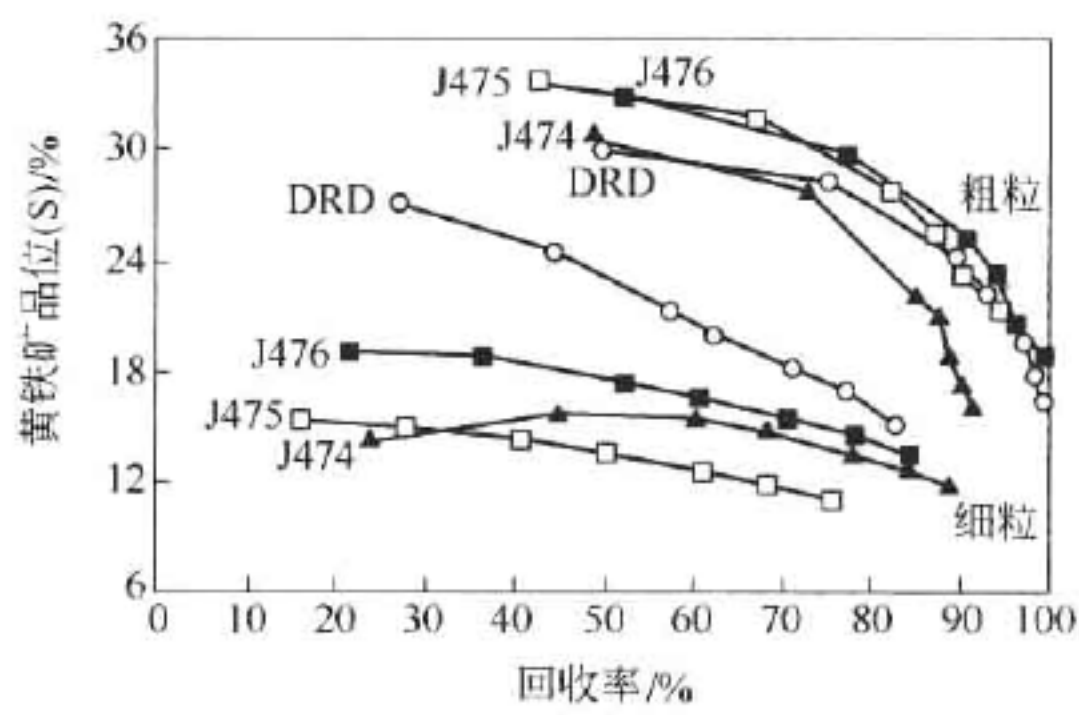


图 15-4 粗粒和细粒黄铁矿的回收率 - 品位关系曲线

(2) 矿浆浓度是浮选过程中很重要的工艺参数。矿浆浓度的大小对药剂消耗、水电消耗、精矿品位和目的矿物的回收率都有不同程度的影响。贵金属矿物一般密度较大,所以经常采用较高的矿浆浓度进行浮选,除此之外,对于不同的选别作业,浮选浓度也有较大差别。一般金矿的粗选作业浮选矿浆浓度在 30% ~ 45%,有的可高达 50% 以上。高矿浆浓度浮选既可以节省浮选槽体积,也可以提高金的回收率;但是,高浓度浮选时,金的品位会由于脉石矿物的增加而降低,见图 15-5。矿浆浓度高时,精矿品位会下降,也是这个原因,扫选作业的浮选浓度一般稍低,在 20% ~ 40% 左右;精选为了保证精矿品位,一般矿浆浓度较低,在 15% ~ 25%。

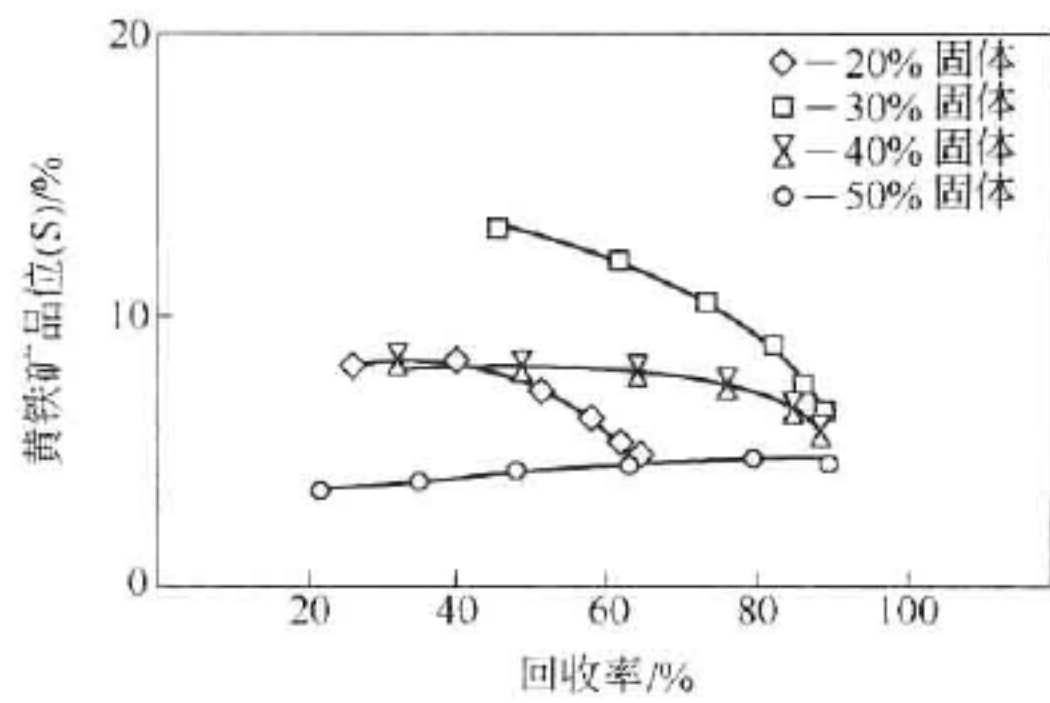


图 15-5 浮选浓度变化时黄铁矿精矿的回收率与精矿品位之间的关系

(3) 叶轮转速和充气量。在浮选中,搅拌的作用是使矿浆处于悬浮状态,使空气在矿浆中弥散,增加矿粒与气泡的碰撞机会。在浮选机中,叶轮的转速变化需要通过改变驱动叶轮的直径来进行调整,所以,叶轮转速的调整不是一般随意变化的。浮选机的搅拌和充气对浮选影响很大。适当的搅拌对浮选有利,过高的叶轮转速会造成矿浆液面不稳定,容易造成矿浆“翻花”,对浮选不利。同样,浮选中充气量的大小对浮选也有很大的影响。充气不足,影响目的矿物的上浮,增加浮选的充气量意味着在单位时间内增加了浮选槽中单位体积的气泡量,因此,也就提高了矿物的回收率。当最初逐步增加空气量时,可以很明显地观察到矿物的回收率会随着快速增加,尤其是对于粗颗粒,浮选槽中还必须产生一定量的大气泡,否则,粗颗粒不能及时上浮。这时,如果叶轮转速不高,就会导致粗颗粒在槽底堆积,降低浮选

槽的有效容积,严重时还会压死叶轮,甚至烧坏电机。但是,充气量到一定程度后,再增加充气量,有用矿物的品位就随着脉石的增加而降低。也就是说实际生产中,当精选槽容积一定时,如果通过增大充气量来提高粗精矿的产量,势必造成精选时间的缩短,中矿量增大,给浮选回路带来大的循环负荷,不利于精矿品位的提高,最终还是损失回收率。实际生产中要根据情况精心调节充气量,保证分选效果最佳。充气量与黄铁矿回收率和品位的关系见图 15-6。

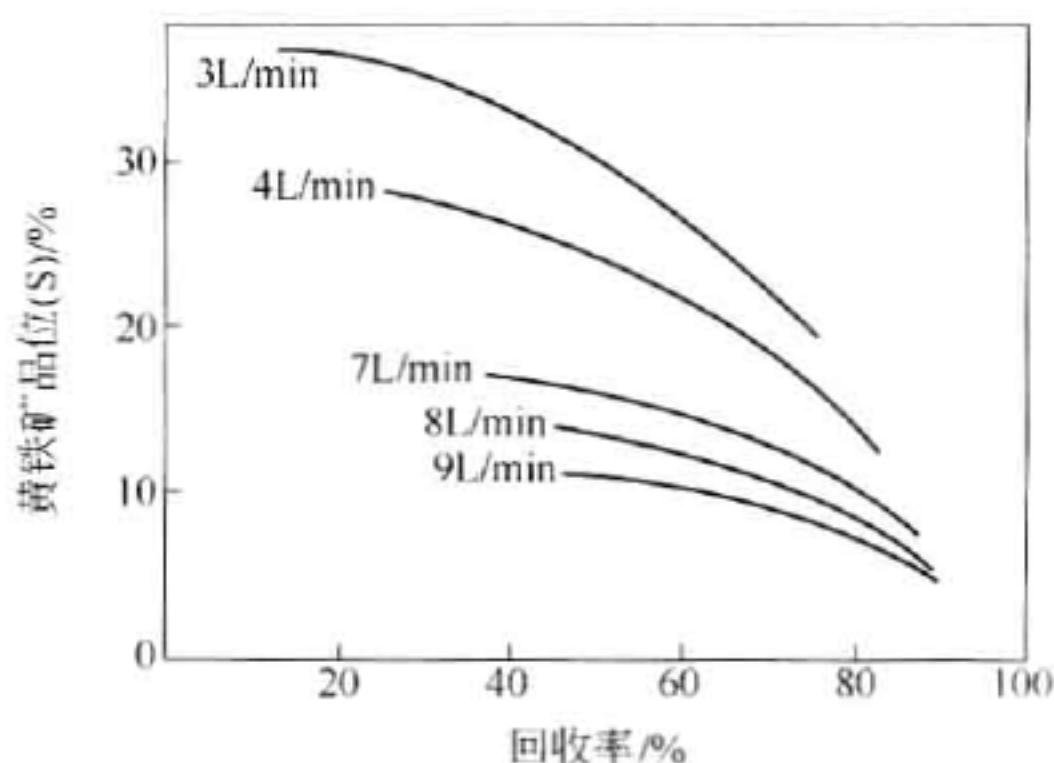


图 15-6 充气量对黄铁矿精矿品位与回收率的影响情况

(4) 泡沫层的厚度。在浮选过程中,泡沫的厚度是通过两种方式进行控制。一种是调节刮板的位置来调节泡沫刮出量;另一种方法是调节矿浆液面控制泡沫层厚度。控制矿浆液面的变化将相应地使浮选时间发生变化,同时,浮选泡沫层还有清洗可浮矿物的作用,因此,在控制进入精矿池的精矿量大小与精矿品位之间就有某种复杂的关系。现在可以接受的方法是控制进入精矿池的泡沫流量,所以,通过增加泡沫层厚度来增加分选的选择性,当然也降低了浮选速度。

15.3.4.3 浮选工艺化学因素

影响浮选工艺的化学因素包括:

(1) 药剂制度。在贵金属浮选中,药剂制度主要是药剂种类(包括捕收剂、调整剂、起泡剂等)、药剂数量、药剂添加地点和顺序等。

(2) 药剂配制。由于常规意义上的浮选都是在水基体系中进行的,浮选所用药剂有水溶性的和水不溶性的,在添加浮选药剂时就有固体形态加入的和以水溶液加入的。有的有机药剂还可以直接加入,如起泡剂,在使用时应根据不同情况区别对待。

(3) 浮选时间。对不同的矿物要求有不同的浮选时间。时间不足,浮选回收率将降低;而过长的浮选时间又会导致精矿质量下降;所以要制定合适的浮选时间。

(4) 浮选介质的 pH 值。每种矿物都有最佳的浮选 pH 值。金浮选的最佳 pH 值在 7~9。用石灰调整矿浆 pH 值会抑制黄铁矿的浮选,在一定程度上也抑制了金的浮选,所以常用苏打代替石灰。几乎所有的碱都是金的抑制剂,在浮选金矿物时,使用 pH 调整剂时要慎用碱。

(5) 水质。水中的阴离子、阳离子和有机物含量对浮选有很重要的影响。水质可能会随着选矿厂内循环而每天变化,也可以随着外循环或净化水而每月变化,在冬天也许还存在着 Ca^{2+} 、 Mg^{2+} 离子的积累。浮选矿浆中高含量的 Ca^{2+} 、 Mg^{2+} 离子往往产生无选择性的絮凝,导致浮选的非选择性,这将会带来要么是较低的精矿品位,要么是精矿品位不变情况下回收率的下降。总之,水质对浮选效果的影响很大。巴基斯坦山达克铜金矿浮选厂,用实验室结果到现场

的生产应用就是不一样,结果用当地水做试验再指导实际生产就可以了。山东三山岛金矿也是因地制宜,用海水做生产用水,其药剂制度、操作条件都与淡水的实验结果不一样。

还有一种就是焙砂浮选,如使用回水做生产用水,这种回水会含有大量的可溶性盐,这些盐的存在对浮选结果都会有不利的影响。

15.3.4.4 浮选工艺操作因素

工艺操作是人的因素,操作工的技术水平、熟练程度、责任心等对浮选结果都有非常重要的影响。管理水平较高的选矿厂会经常对操作工人进行技术培训,增强工人的责任心,提高工人积极性。

15.4 浮选药剂

自然界中只有少数矿物(如石墨、自然硫、辉钼矿等)和煤的天然可浮性好,绝大多数矿物的天然可浮性均较差,而且互相之间的差别小,分选效果差。为了有效地实现各种矿物的浮选分离,必须人为控制矿物表面的润湿性,扩大矿物可浮性差异,并可按需要改变同种矿物的可浮性。浮选过程中使用各种浮选药剂来调节和控制矿物表面的性质,实现矿物分离。

依据的用途,常将其浮选药剂分为捕收剂、起泡剂、调整剂。其中,调整剂又可分为活化剂、抑制剂和介质调整剂。有些药剂具有多种作用,故药剂分类是相对的。

15.4.1 捕收剂

捕收剂是能选择性作用于矿物表面且使矿物表面疏水的有机化合物。常用于浮选金银矿石的捕收剂主要有黄药、黑药和丁铵黑药等。也可用油类捕收剂,如煤油、变压器油作为辅助捕收剂。油酸也可作为金银氧化矿石的捕收剂。依据捕收剂的分子结构,可将其分为极性捕收剂和非极性捕收剂两大类。

15.4.1.1 黄药

黄药为黄原酸盐,学名为烃基二硫代碳酸盐,通式为 $R-OCSSNa$ 。烃链较长的黄药又称为高级黄药。根据黄药中阳离子又分成钠黄药和钾黄药。这两种黄药性质基本相同,但钾黄药比钠黄药稳定,钠黄药比钾黄药价廉。生产中较常使用钠黄药。

黄药在常温下为固体淡黄色粉末,带有刺激性臭味,有毒,密度为 $1.3 \sim 1.7 g/cm^3$,易溶于水、丙酮和醇中。常配成 1% 水溶液使用。

黄药为弱酸盐,在水中易解离为离子,产生的黄原酸根易水解为黄原酸,水解速度与介质 pH 值密切相关。介质 pH 值越低,黄药分解越快。在强酸介质中,黄药在短时间内分解为不起捕收作用的醇和二硫化碳。在酸性介质中,低级黄药的分解速度比高级黄药快,如在 $0.1 mol/L$ 盐酸溶液中,乙黄药全分解时间为 $5 \sim 10 min$,丙黄药为 $20 \sim 30 min$,丁黄药为 $50 \sim 60 min$,戊黄药为 $90 min$ 。因此,在酸性介质中浮选时应尽量使用高级黄药以降低药剂耗量。

黄药遇热分解,温度越高,分解速度越快。

黄药为还原剂,易被氧化。二氧化碳、过渡元素及与黄药生成难溶盐的元素对黄药的氧化有催化作用。黄药氧化后生成双黄药。双黄药为黄色的油状液体,难溶于水,在水中呈分子状态存在。在弱酸性及中性矿浆中,双黄药的捕收能力比黄药强。因此,浮选金属硫化矿时,黄药轻微氧化可以改善浮选效果。

为了防止黄药水解、分解和过分氧化,应将黄药贮存于密闭容器内,避免与潮湿空气和

水接触,注意防火,不宜暴晒,不宜长期存放。配置好的黄药溶液不宜放置过久,不应用热水配置溶液。一般当班配当班用。黄药的捕收性能与其分子中非极性基的烃链长度有关。烃链越长(烃链的碳原子数越多),则黄药的捕收能力越强;黄药浮选时的选择性则随非极性基烃链的增长而下降;黄药在水中的溶解度也随烃链的增长而下降。因此,黄药非极性基的烃链过长反而会降低浮选效果。常用黄药非极性基中烃链的碳原子数为2~5个。

碱金属和碱土金属的黄原酸盐易溶于水,故黄药对碱土金属矿物(CaF_2 、 CaCO_3 、 CaSO_4 等)及含钙、镁的脉石矿物没有捕收能力。

黄药离子可与许多重金属、贵金属生成难溶化合物。与黄药离子生成的化合物越难溶,其金属及其硫化矿越易被黄药所捕收。可用此标准初步估计重金属及贵金属以及其硫化矿物的捕收选择性顺序,也可用此规律调节矿浆中的离子组成及药剂间的相互作用。矿浆中的 Cu^{2+} 、 Hg^{2+} 、 Bi^{3+} 、 Pb^{2+} 、 Sb^{2+} 、 Co^{2+} 、 Ni^{2+} 等可与黄药生成难溶盐,消耗黄药。当用这些离子作活化剂时,应注意加药顺序和用量,以降低黄药耗量和提高分选效果。

金属中黄原酸盐在水溶液中的溶解度的差别愈大,即 $K^{1/n}$ 的差值愈大,两种金属矿物在氰化物溶液中就愈易于分选。金、银与黄药生成难溶的黄原酸盐,其溶度积大小顺序处在汞之后,铋、锑之前,故能与别的金属矿物分选。

黄药主要用做自然金属(自然金、自然铜)、有色金属硫化矿及经过硫化后的有色金属氧化矿石的捕收剂。

浮选金银硫化矿石时,一般黄药用量为50~150 g/t,在通常情况下,其用量随金属品位及氧化程度的提高而有所增加。经验表明,使用混合捕收剂较单一捕收剂好,这不但可使选别过程的选择性变好,且可节省药剂用量。

15.4.1.2 黑药

黑药化学名称为烃基二硫代磷酸盐,通式为 $(\text{RO})_2\text{PSSH}$,可看成是磷酸盐的衍生物。常用黑药的烃基为甲酚、二甲酚及各种醇(如丁醇)等。常用黑药为甲酚黑药和丁基铵黑药。

甲酚黑药为暗绿色油状液体,微溶于水,密度为 1.2 g/cm^3 ,有硫化氢的难闻臭味,能灼伤皮肤,有起泡性(因含甲酚),易燃,与空气接触时易氧化失效,应贮存于阴凉通风处,注意防火,防止日光暴晒。

黑药按生产配料中五硫化二磷的质量分数不同命名,如15号黑药和25号黑药。31号黑药为25号黑药中加入6%的白药组成的混合剂。

甲酚黑药经氨中和(241号、242号)后可提高其在矿浆中的溶解度,使用较方便。未中和的黑药较难溶于水,常将其加在球磨机中。

用丁醇和五硫化二磷合成后再经氨中和可制得丁基铵黑药。

丁基铵黑药为白色粉末,易溶于水,潮解后变黑,有一定起泡性,较稳定,便于贮存和运输,对皮肤有腐蚀性。丁铵黑药作为一种阴离子捕收剂,对于含金银石英脉矿石和有色金属伴生金银矿石能强化选别效果,而且还具有捕收和起泡双重作用。

与黄药比较,黑药较稳定,在酸性矿浆中较难分解,较难氧化。由于黑药有起泡性,捕收性能与起泡性能的调节较难。在自然金浮选中常用丁基铵黑药。

15.4.1.3 咪唑

咪唑化学名为N-苯基-2-巯基苯并咪唑,有称咪唑硫醇。其为白色固体粉末,难溶

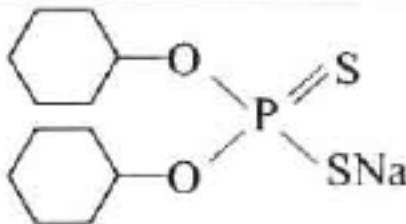
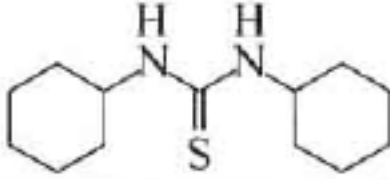

于水、苯及乙醇,易溶于热碱液(如 NaOH、Na₂S 等)和热醋酸中。配置时,咪唑和氢氧化钠质量比为(4~5):1 或与硫化钠的质量比为 1:(0.75~1.5)。加少量水煮沸溶解,稀释为 1% 的溶液直接添加。

咪唑可单独使用,也可与黄药混用。用于浮选主要为硅酸铜和碳酸铜的氧化铜矿物和难选的硫化铜矿物,对金、钼的硫化矿也有捕收作用。中国某金矿用咪唑代替黄药进行捕收自然金的工业试验表明,咪唑的用量仅为黄药的 50%,金的回收率和精矿品位均略高于黄药。

此外,烃基酸及其皂类也是常用的阴离子捕收剂,常用来浮选非硫化矿物、有色金属氧化矿物,如选别氧化的金铜矿石。非极性的碳氢油,如煤油、变压器油等在选金时可作辅助捕收剂用。近年来,国内外许多专家和学者就浮选金银矿的药剂进行过诸多方面的探索和研究,并取得了进展。

常用捕收剂种类见表 15-2。

表 15-2 常用捕收剂种类

捕收剂类型			分子结构	可溶性	
硫化矿捕收剂	可溶类	黄药(烃基黄原酸盐或烃基二硫代碳酸盐)	$\text{R}-\text{O}-\overset{\overset{\text{S}}{\parallel}}{\text{C}}-\text{SNa}$	可溶于水	
		黑药(二烃基二硫代磷酸盐)	$\begin{array}{c} \text{R}-\text{O} \\ \text{R}-\text{O} \end{array} \text{P} \begin{array}{c} \text{S} \\ \parallel \\ \text{SNa} \end{array}$	可溶于水	
	不溶油类	二酚基二硫代磷酸		不溶或微溶于水	
		二烃基黄原酸酯	$\text{R}-\text{O}-\overset{\overset{\text{S}}{\parallel}}{\text{C}}-\text{S}-\overset{\overset{\text{O}}{\parallel}}{\text{C}}-\text{O}-\text{R}'$	不溶于水	
		烃基硫代胺基甲酸酯	$\text{R}-\text{O}-\overset{\overset{\text{S}}{\parallel}}{\text{C}}-\text{NHR}'$	不溶于水	
		黄原酸酯	$\text{R}-\text{O}-\overset{\overset{\text{S}}{\parallel}}{\text{C}}-\text{S}-\text{R}'$	不溶于水	
	其他类	二苯硫脲		不溶或微溶于水	
		巯基苯并噻唑		溶于水	
	非硫化矿捕收剂	其他类	脂肪酸类	$\text{R}-\overset{\overset{\text{O}}{\parallel}}{\text{C}}-\text{OH}$	微溶于水
			磺酸类	$\text{R}-\overset{\overset{\text{O}}{\parallel}}{\underset{\underset{\text{O}}{\parallel}}{\text{S}}}-\text{O}-\text{OH}$	溶于水
烃基胺类			$\text{R}-\text{HNNH}_2$	溶于水	
季胺盐类			$\text{RR}'\text{R}''\text{R}'''\text{NCl}$	溶于水	

中国某学院采用硫化钠诱导金矿石浮选的研究,在不加入捕收剂的条件下,调整矿浆 pH 值、电位 E_M 值和氧化时间,硫化钠能够诱导金及其载体矿物黄铁矿、黄铜矿表面的疏水性而上浮,其浮选过程的特点是:药剂制度简单、选择性强、浮选速度快。

中国化工部矿山设计院应用黄腐酸钠对南方某矿黄铜矿和毒砂浮选分离行为及作用机理进行了研究,并取得了进展。

研究表明,对含金、银矿物具有较好捕收性能的捕收剂 43 硫氮氰酯可以取代目前生产使用的 SN-9。两者在价格相当用量接近的情况下,铅精矿回收率可提高 18.5%,银回收率提高 4.5%。

国内研制的金银浮选药剂中还有 P 系列药剂,它是以石油产品为原料加工制成的含硫多组分混合物。它与丁胺黑药配合,可提高银回收率 7%。

近年来,国外许多专家和学者对新型高效的金银捕收剂和调整剂进行了许多研究。苏联研究以乙炔官能团为基础的高效捕收剂,用于浮选结果表明,甲基乙炔羧基化合物是银的有效捕收剂。日本丰羽浮选厂在铅粗选和精选过程中分别用巯基和二硫化磷酸盐取代黄药,提高了银的回收率;烷基异硫脲盐、酯 105 是含金硫化矿物的有效捕收剂。丁脲在浮选黏土质含金矿石时是十分有效的,是有发展前途的贵金属捕收剂。

值得注意的是,捕收剂的种类和用量对浮选回收率和浮选速度影响很大,见图 15-7 和图 15-8。增加捕收剂的用量相当于增加矿物表面的捕收剂数量,也就增大了矿物的疏水性,

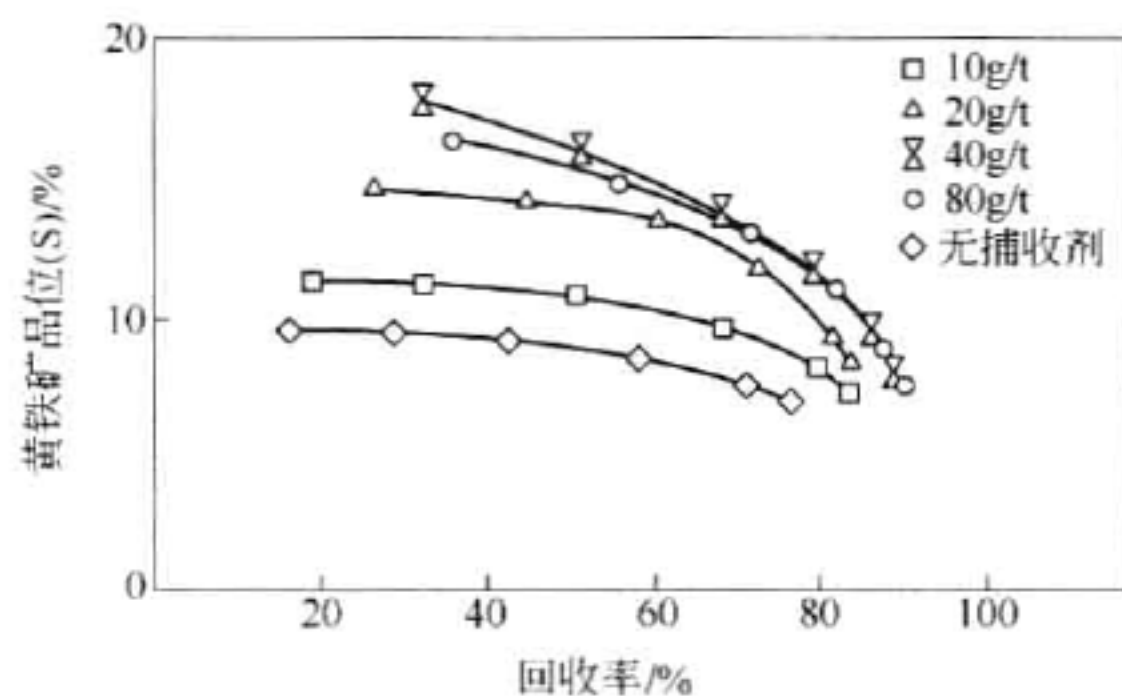


图 15-7 捕收剂用量不同时黄铁矿回收率与精矿品位之间的关系

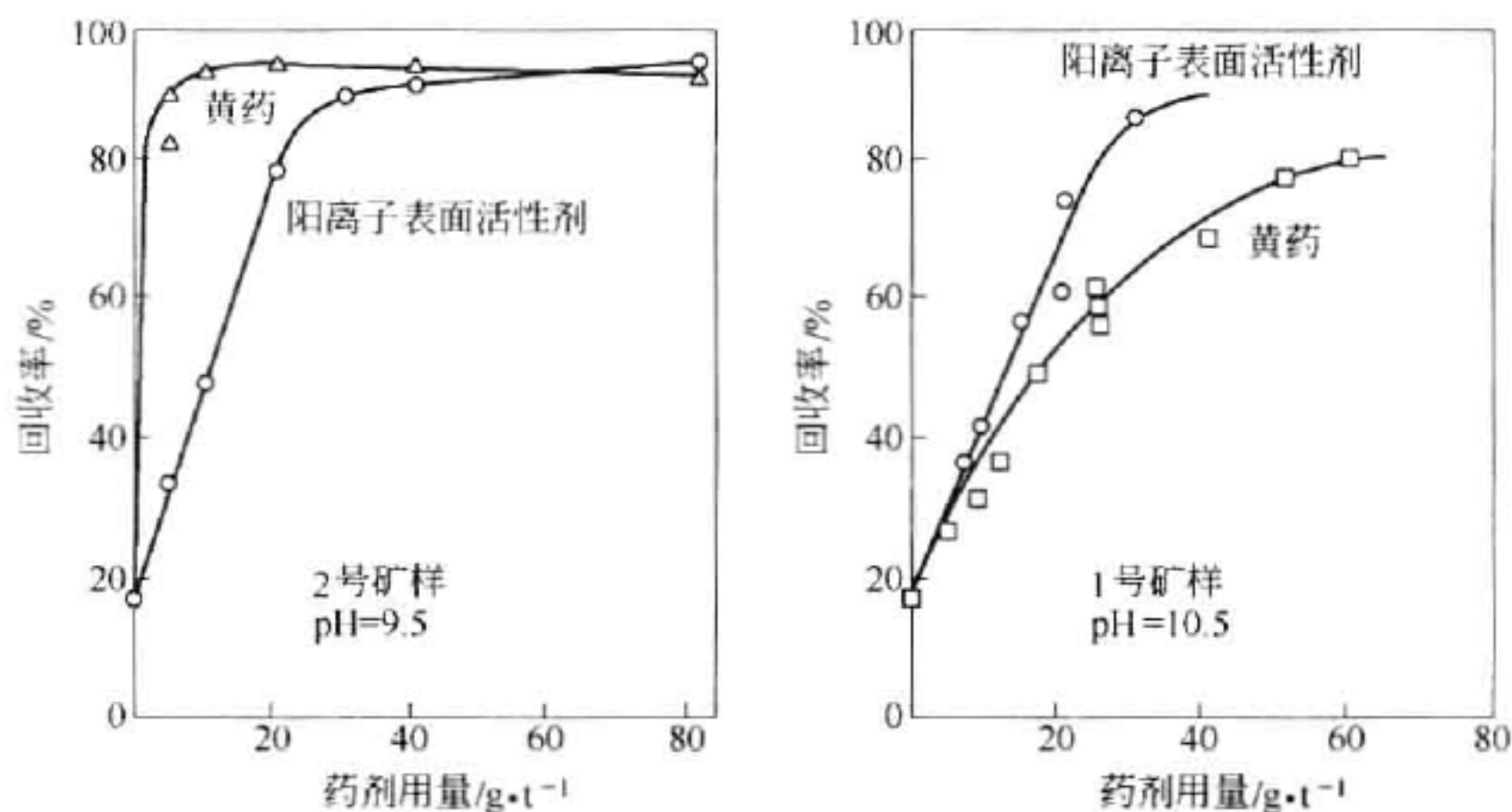


图 15-8 捕收剂用量对黄铁矿回收率的影响

这也能使大量的矿物颗粒可以较快地吸附到气泡上,从而回收率得到提高。这些年的研究也发现,捕收剂之间的协同效应很明显,捕收剂混合使用比用一种捕收剂效果好,所以,贵金属捕收剂的另一研究方向是研究具有协同效应的复合捕收剂。例如,黄药、有机硅粉、甲醛混合使用,在浮选硫化氧化混合矿时,金回收率提高2%~4%;黄原酸盐和丁脲混合使用,对黏土质金矿选矿指标有好的影响等。

但是,也要注意,添加太多的捕收剂有时候反而起不到好的效果,过量的捕收剂会使矿粒过于疏水,导致泡沫破裂,或者引起泡沫过黏,都不利于分选。

15.4.2 起泡剂

浮选的泡沫是矿粒上浮的媒介。添加起泡剂产生大量坚韧且稳定的气泡是浮选的基本条件。泡沫是空气在液体中分散后的许多气泡的集合体。适于浮选泡沫的气泡要求具备两个条件:一是要有一定的强度,能在浮选过程中保持稳定;二是气泡尺寸大小要适当。气泡过大,气液界面积减小,附着矿粒少,浮选效率低;气泡过小,则由于上浮力小而携带矿粒上浮速度慢,同样影响浮选效果。

起泡剂是能防止气泡兼并、能获得大小适中、高度分散的气泡,能增大气水界面且能提高泡沫稳定性的化合物。起泡剂多是含有羟基—OH、胺基—NH₂、羧基—COOH等异极性基的表面活性有机物。

添加起泡剂的作用有两个方面:其一是起泡剂可以在矿浆中产生较小的气泡,通过改变起泡剂的类型和用量可以改变气泡的大小,见图15-9。降低气泡的尺寸意味着可以增加单位体积内的气泡数量,从而加快浮选速度。另一方面,起泡剂可以形成稳定的气泡相,合适的起泡剂用量有助于强化浮选的效果,但是,过量的添加起泡剂将会使精矿品位降低,见图15-10。

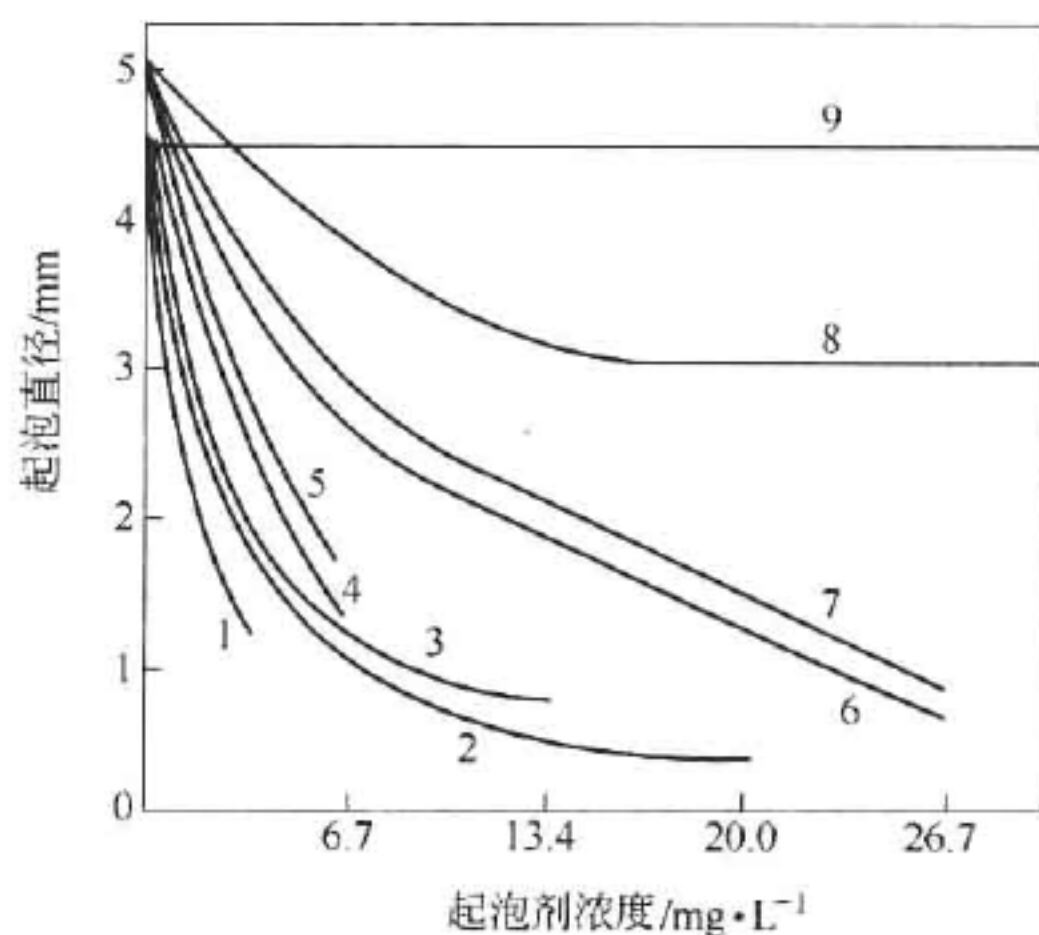


图 15-9 浮选槽中不同的表面活性剂
用量与气泡直径的关系

1—辛醇;2—萜品醇;3—松油;4—己醇;5—戊醇;
6—甲苯酚;7—月桂酸;8—油酸;9—黄药

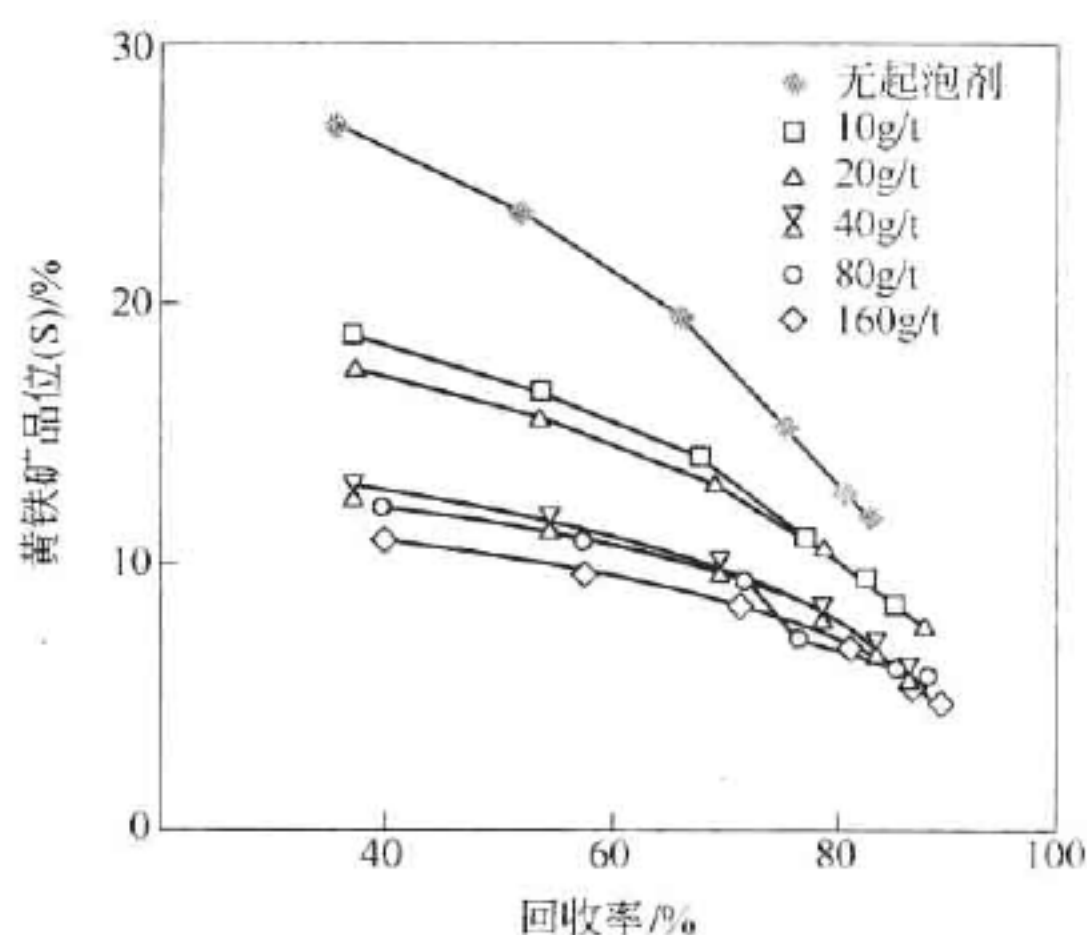


图 15-10 起泡剂用量与精矿品位的关系

常用的起泡剂主要是一些异极性的表面活性物质,其分子由极性基和非极性基两部分

组成。同时,起泡剂又是表面活性物质,会富集于水气界面,在水气界面进行定向排列。极性基亲水,插入水中,非极性基疏水亲气,朝向气泡内部。起泡剂的取向作用降低了气水界面的表面张力,使水中的气泡变得坚韧而稳定,形成两相气泡。在矿浆中,大量的疏水矿粒附着于气泡表面,形成气-固-水三相泡沫。气泡表面的矿粒可防止气泡兼并和阻碍气泡间水层的流动,防止气泡直接接触。因此,三相泡沫比二相泡沫更稳定。

选金常用的起泡剂有 2 号油(松醇油)、松油、樟油、重吡啶、甲酚酸等,其中 2 号油应用最广泛,常用起泡剂分子结构参见表 15-3。

表 15-3 常用起泡剂分子结构

类 型	分 子 结 构
醇 类	$R-OH$
聚醇醚类	$R'O(RO)_xH$
烷氧类	$(R'O)_xH$

2 号油主要成分为 α -萜烯醇(约占 50%),还含萜二醇、烃类化合物及杂质,为淡黄色油状液体,有刺激作用,密度为 $0.9 \sim 0.915 \text{ g/cm}^3$,可燃,微溶于水。使用时一般油状直接加入,用量为 $20 \sim 150 \text{ g/t}$ 左右。

松油是松树的根或枝干经过干馏或蒸馏而得到的油状物,成分与 2 号油相似,成分不稳定。

樟油是用樟树枝叶及根茎干馏得粗樟油,经分馏得白油、红油和蓝油 3 种不同分馏的油。其中,白油可替代松油做起泡剂,多用于对精矿质量要求高及优先浮选作业,其选择性比松油好。中国某钨锡金矿曾在优先选锡金流程中以樟油做起泡剂,用量为 90 g/t 。甲酚酸及重吡啶均为炼焦工业副产品,是常用的起泡剂,也用于选金。

目前,国外常用的合成起泡剂为 MIBC,为甲基戊醇,又称甲基异丁基甲醇。纯品为无色液体,100 mL 水中可溶解 1.8 g,可与酒精、乙醚以任何比例混合。

15.4.3 调整剂

在浮选过程中,调整剂的作用主要是为了改变矿物表面性质,提高浮选过程的选择性,加强捕收剂的效能,改善矿浆的浮选条件。根据药剂的作用性质不同,调整剂又分为活化剂、抑制剂和 pH 调整剂。很多药剂具有多种性质和用途,它们可以是一种或一些矿物的活化剂,同时又是另一些矿物的抑制剂,抑制与活化是相对的。

15.4.3.1 活化剂

活化通常是指在加入捕收剂之前,将一种重金属盐,如 CuSO_4 加入待选矿浆中,以提高矿物的可浮性。活化剂的作用是:在矿物表面造成促使捕收剂附着的薄膜,提高矿物的浮游能力;去除矿物表面抑制性薄膜并恢复矿物原来的浮游能力。

金选矿厂常用的活化剂有硫化钠、硝酸铅、醋酸铅、硫酸铜等。国外广泛应用二氧化硫气体做黄铁矿浮选的活化剂。有的活化剂兼有抑制性能,如硫化钠既是含金氧化矿石的活化剂,同时对自然金和各种硫化矿物均有抑制作用,因此,使用时应掌握好用量,不宜过大。

CuSO_4 作为活化剂广泛应用于金的浮选中,尤其是在 pH 值大于 10 的时候,活化效果很明显,当 pH 值变化到 $7 \sim 10$ 时,添加反而会降低回收率,当然也可以通过加大捕收剂用量

的办法来消除这种影响。在对氰化后的尾矿进行浮选时,通常实践经验是在 3~5 的低 pH 值条件下进行调浆,与此同时加入 CuSO_4 ,调浆时间和 CuSO_4 添加量要与 pH 值一致。

在金矿石浮选时,石灰经常被用作 pH 调整剂,然而,在高 pH 值时,石灰中的钙离子也是石英的活化剂。

15.4.3.2 抑制剂

抑制剂的作用与活化剂相反,它能够在矿物表面生成亲水性薄膜,阻止捕收剂与矿物表面相互作用,或者与捕收剂共同吸附在矿物表面,从而降低矿物的可浮性。硅酸盐通常在金浮选时做叶蜡石的抑制剂。除此之外,选金厂常用的金属矿物抑制剂有:石灰、氰化钠、硫化钠、硫酸锌、重铬酸盐等。脉石矿物抑制剂有:硅酸钠、氟硅酸钠、糊精、淀粉等。

石灰是硫化铁矿物(黄铁矿、磁黄铁矿、砷黄铁矿等)、硫化锌矿物的常用抑制剂,对金也有一定的抑制作用,可单独使用或与其他抑制剂混用。其抑制作用是由于在硫化铁矿物表面生成亲水的氢氧化铁膜和钙离子在矿物表面的吸附所致,即 Ca^{2+} 和 OH^- 离子同时起作用,使捕收剂在矿物表面的吸附量大大降低。石灰的抑制作用随其用量的增大而增强,一般用矿浆 pH 值和矿浆中的有效钙来衡量。石灰过量时,对黄铜矿、金、银及辉钼矿等均有一定的抑制作用,使用时应严格控制用量。生产实践中石灰可制成石灰乳或以干粉的形式添加,用量一般为 1~10 kg/t。

脉石矿物的抑制剂,常用于石英脉金矿石浮选的精选作用,以提高金精矿质量。

氰化物为黄铁矿、闪锌矿和硫化铜矿物的抑制剂,常与石灰混用,要求矿浆的 pH 值较高,对金有强烈的抑制作用且能溶解金、银。处理含金银矿石时,一般不采用氰化物做抑制剂。有时需采用氰化物做抑制剂时,其用量应控制在最低水平。

15.4.3.3 介质调整剂

此类药剂主要用于调整矿浆的 pH 值、调整其他药剂的作用强度;消除有害离子的影响以及调整矿泥的分散和团聚。矿浆的 pH 值与捕收剂的添加地点一样对浮选过程影响重大,即使某些捕收剂在某一段 pH 值范围内波动捕收效果变化不大,但 pH 值对捕收剂的选择性和浮选速度还是有巨大的影响。在浮选厂,控制好矿浆的 pH 值,对浮选结果非常有利。

浮选厂选择合适的浮选 pH 值需要了解很多因素,比如浮选步骤、脉石的组成、尤其是

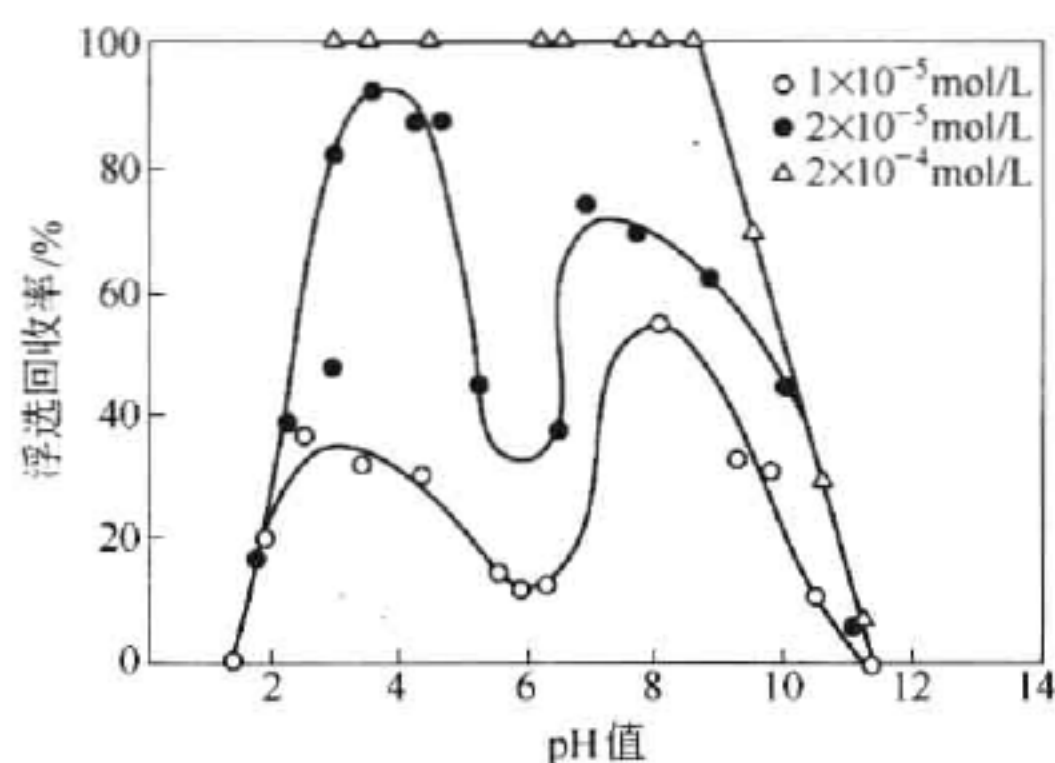


图 15-11 在不同浓度黄药作用下黄铁矿的回收率与 pH 值的关系

叶蜡石等矿物,叶蜡石在 pH 值 0~9 的范围内可浮性很好,所以,在选择浮选金的 pH 值时要避开这个范围,如图 15-11 所示。人们研究发现,金的可浮选性 pH 值范围很宽,而黄铁矿的范围主要在 $\text{pH} = 3 \sim 4$ 和 $\text{pH} = 10 \sim 11.5$,人们也发现金的可浮性比黄铁矿好,尤其是在高 pH 值条件下,黄铁矿在高 pH 值下受抑制可以通过加大捕收剂用量、加入更强的捕收剂、加入活化剂 CuSO_4 等手段来克服,而叶蜡石等脉石矿物在这些情况下可浮性就下降了。

常用的酸性调整剂为硫酸、盐酸和氢

氟酸。

常用的碱性调整剂为石灰、碳酸钠、氢氧化钠和硫化钠等。

常用的矿泥分散剂为水玻璃、氢氧化钠、六聚偏磷酸钠、焦磷酸钠、聚丙烯酰胺、古尔胶等。

常用的矿泥团聚剂为石灰、碳酸钠、硫酸亚铁、氯化铁、硫酸钙、明矾、硫酸、盐酸等。

据统计,已研制出来的浮选药剂在全世界达近万种,但用于生产实践的只有一百多种,普遍使用的有数十种。中国金选矿厂常用的浮选药剂见表 15-4。

表 15-4 中国选金常用的浮选药剂

药 剂 名 称		用 途	用量/ $\text{g} \cdot \text{t}^{-1}$	说 明
乙基黄药		含金硫化矿捕收剂	50 ~ 200	选择性好
丁基黄药		含金硫化矿及氧化矿捕收剂	40 ~ 150	捕收性强
甲酚黑药		含金硫化矿及氧化矿捕收剂	30 ~ 150	有起泡性,选择性好,常与黄药共用
丁基铵黑药		硫化矿石辅助捕收剂	50 ~ 150	有较强起泡性
油 酸		金-铜氧化矿石捕收剂	100 ~ 300	选择性差
2 号油		起泡剂	40 ~ 150	组成比较稳定
松 油		起泡剂	40 ~ 150	组成与 2 号油相近,但不稳定
樟 油		起泡剂,可代替松油使用	60 ~ 120	
甲酚酸		起泡剂	25 ~ 150	有毒、易燃、有腐蚀性
重吡啶		起泡剂	50 ~ 100	兼有捕收性能
抑制剂	石 灰	黄铁矿、金的抑制剂	1 ~ 10 kg/t	调成石灰乳或直接加入磨机中
	硫化钠	含金氧化矿石硫化剂,硫化矿物抑制剂	20 ~ 100 , 1 ~ 2 kg/t	对金有抑制作用;分批加入较好
	水玻璃	硅酸盐及其他脉石抑制剂;矿泥分散剂	酌情使用	
	淀 粉	含金矿石脉石抑制剂	500 ~ 2 000	
	糊 精	含金矿石脉石抑制剂	100 ~ 300	
	过氧化氢	碱性矿浆中作黄铁矿、方铅矿的抑制剂		
	硫酸锌	闪锌矿抑制剂	100 ~ 400	
	氰化物	硫化铁、硫化锌、硫化铜矿物抑制剂,对金有强烈抑制作用,溶解金	10 ~ 100	在实践中,氰化物常与石灰合用
	重铬酸钾	方铅矿、黄铁矿抑制剂		
	亚硫酸钠	黄铁矿、方铅矿抑制剂		
活化剂	硫酸铜	辉锑矿、闪锌矿、黄铁矿活化剂		
	硝酸铅	用黄药浮选辉锑矿活化剂		
	醋酸铅	用黄药浮选辉锑矿活化剂		
	SO ₂ 气体	含金黄铁矿的活化剂		兼作介质调整剂
	亚硫酸钠	被氰化物抑制的铜矿物的活化剂		
介质调整剂	石 灰	矿浆调整剂		

很多药剂具有多种性质和用途,它们可以是一种或一些矿物的活化剂,同时又是另一些矿物的抑制剂,比如,石灰是常用的介质调整剂,也是矿泥聚凝剂和黄铁矿的有效抑制剂,对金有一定的抑制作用,对铜、银矿物抑制甚微。

氰化物是浮选有色金属硫化矿时常用的抑制剂。然而由于它对金、银矿物有强烈的抑制作用,并能溶解金银等贵金属,故最好不用或少用。前苏联研究表明:添加乙醛焦性没食子酸 $[C_6H_3(OH)_3]$ 或羟胺可减少浮选过程中使用氰化物对金银等贵金属的溶解。

据日本研究结果,二氧化硫对深红银矿、银黝铜矿、辉银矿都有抑制倾向,但对铜银矿和硫银铋矿则无抑制现象。国外还有应用二氧化硫作为含金黄铁矿浮选的活化剂。

硫化钠既是金、银等贵金属氧化矿的活化剂,又能使其矿物表面生成一层金属硫化物薄膜,使难浮的氧化矿变得比较好浮。但对自然金有抑制作用,因此使用时需控制其用量。常用的活化剂还有硝酸铅、醋酸铅和硫酸铜等。

矿浆的酸碱度往往直接或间接地影响着金银等贵金属矿物的可浮选性。金、银等贵金属矿物的浮选多半在碱性矿浆中进行,但对于浮选其他含金黄铁矿和磁黄铁矿,适于在弱酸性矿浆中进行。

15.5 浮选的发展趋势

15.5.1 设备

15.5.1.1 设备大型化

浮选设备大型化在选矿厂受到越来越多的重视,国内外知名的设备厂家目前都在不断地研制节能设备,其中一种方法就是设备大型化。在有色金属选矿厂,浮选槽已经有 160 m^3 甚至 240 m^3 大型浮选设备。在贵金属选矿厂,浮选槽的容积也有奥拓昆普公司 38 m^3 。中国某些公司生产的 39 m^3 的浮选槽在大量使用。大型浮选机的应用既节约能源,又减少厂房面积,从而减少投资,比使用大量的小容积浮选槽要便于管理,生产效益大大改善。

15.5.1.2 新设备

从20世纪70年代末开始,南非一家矿山公司就开始研究在粗磨情况下,直接在井下浮选的设备。他们研制出了一种浮选机,见图15-12。该设备单槽容积 3 m^3 ,已经成功进行了在磨矿回路中进行单槽浮选试验。

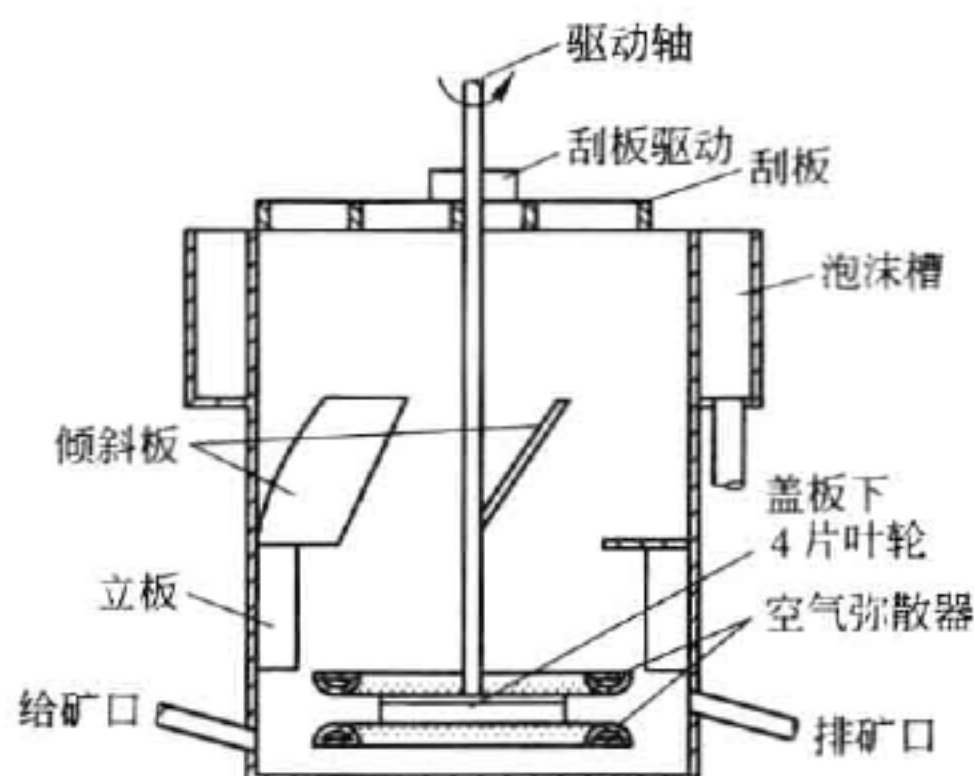


图 15-12 粗浮选设备简图

15.5.1.3 浮选柱

浮选柱由于结构简单,无运动部件,可以回收较细矿粒,在含金黄铁矿的浮选中得到了成功应用。南非某矿使用的一种浮选柱简图见图 15-13。

总之,浮选设备将向大型、节能、高效发展,逐步淘汰高耗能、低效率、污染环境的落后设备是浮选设备的改进总方向。

15.5.2 改进浮选工艺

传统的浮选一般都是磨矿—分级—分级机溢流调浆—浮选。在处理嵌布粒度不均匀的矿石,尤其是相对密度较大的贵金属矿石时,有些贵金属,如金,其实早已单体解离了,但由于重力分级,所以它们会在磨矿—分级回路中不停循环,应该先回收这部分单体金。芬兰奥拓昆普公司发明的闪速浮选,就是用于回收这部分单体金,该工艺已在全世界都得到了应用。

闪速浮选也叫快速浮选。它是在磨矿和分级回路中用斯基姆—爱尔(Skim-air)单槽浮选机对分级机(旋流器)底流进行高浓度浮选,将已经单体解离的大颗粒金从回路中尽早分离出来,成为最终精矿,避免粗颗粒金在选矿回路中形成恶性循环,造成损失。该工艺最早是由芬兰奥拓昆普公司研制推出,并在哈马斯拉蒂选厂安装了一台 SK-80 型号的浮选机,取得了巨大的成功,创造了巨大经济效益。随之在世界各地得到迅速推广,目前已有几百台设备安装于世界各地的选矿厂中。中国鸡笼山金矿在 20 世纪 90 年代中期,对闪速浮选进行了成功的实验和生产,经济效益非常显著。

15.5.2.1 闪速浮选的基本原理与闪速浮选机的特点

影响矿物浮选的一个重要因素就是矿物颗粒大小。同样的矿物,颗粒大小不同,矿物的可浮性不同。粗颗粒太重而不能随泡沫上浮,在泡沫层中也不稳定;而矿粒太细成为矿泥,也不利于矿物的上浮;只有中等颗粒的矿物颗粒才能顺利上浮。

在磨矿分级回路中,由于重力和其他力的共同作用,矿物颗粒之间产生离析分级。在分级机底流或者说旋流器沉砂就会存在贵金属颗粒的“富集”,使得旋流器底流中含有比新给矿中含量高得多的贵金属矿物颗粒或者贵金属矿物的连生体。这部分重矿物如果不采取措施提前把它们分离出来,就会一直停留在磨矿循环中,直到磨得很细。实际上,粗颗粒的硫化物也具有很好的可浮性。对矿石的浮选动力学研究发现,37~74 μm 的黄铜矿颗粒具有最高的浮选速度,即使 149 μm 的黄铜矿,其浮选速度仍然比脉石高,因此,贵金属与其硫化物连生体进行粗粒浮选是可能的。

采用闪速浮选,在磨矿回路中对分级机沉砂进行浮选,提前使已经单体解离的有价贵金属及其连生体进入精矿产品,减少了矿物的过磨,提高了贵金属的回收率。

因闪速浮选是在高矿浆浓度(65%~75%)、粗粒度(-0.074 mm 占 10%~30%)的状态下进行,所以,闪速浮选机就需要具有一些特点:

- (1) 足够的搅拌能力,将粗颗粒矿浆搅拌均匀,不发生沉槽和堵卡现象;
- (2) 浮选机应具有良好的空气分散性能,能将药剂和矿浆充分混合,产生矿化气泡;

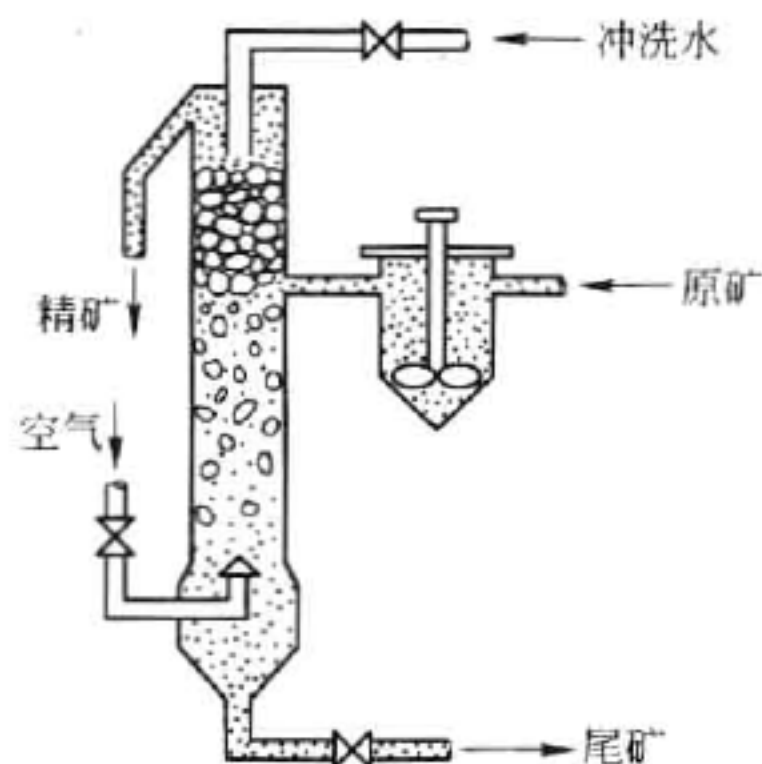


图 15-13 浮选柱简图

(3) 能够有效地控制矿浆液面、泡沫刮出量、浮选空气量,控制精矿产率,保证精矿质量;

(4) 合理的结构设计和材质选择,保证设备使用的耐磨性和可靠性;

(5) 适当的外形和尺寸,确保在磨矿分级流程安装,使流程畅通。

闪速浮选标准的配置流程见图 15-14。

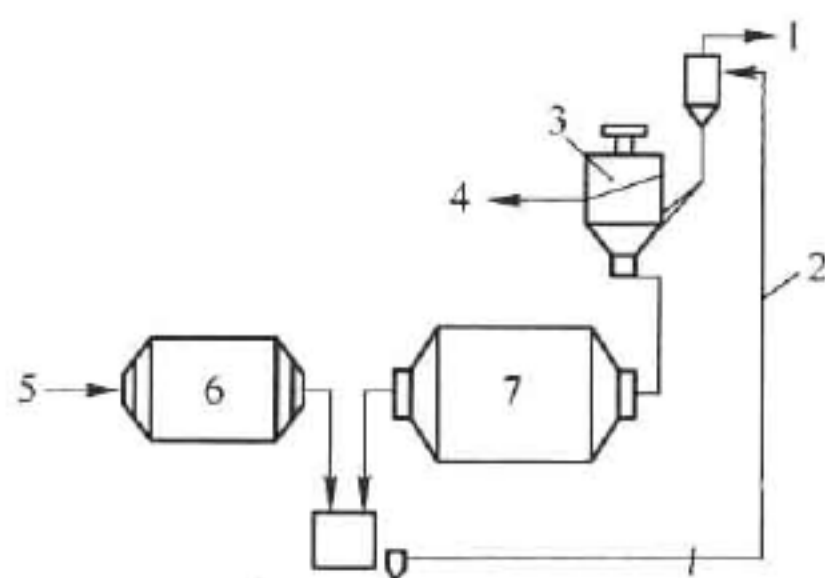


图 15-14 闪速浮选标准的配置流程

1—旋流器溢流送常规浮选;2—旋流器给矿;3—闪速浮选机;

4—最终精矿;5—新给矿;6—棒磨;7—球磨

15.5.2.2 闪速浮选的应用效果

闪速浮选的应用效果为:

(1) 由于在磨矿分级回路中,贵金属矿物(或重矿物)在沉砂中的“富集”作用,使得闪速浮选的给矿品位较高,同时,由于闪速浮选时间短,无形中增加了浮选的选择性,精矿质量较高。

(2) 提前将解离的目的矿物浮出,减少了有用矿物的过磨,提高了贵金属的回收率。一般铜的回收率提高 1% ~ 3%,金的回收率可提高 3% ~ 5%。

(3) 在磨矿回路中浮选出了部分精矿,减少了循环负荷,提高了磨矿机的生产能力。一般可提高磨矿机的生产能力约 10%。

(4) 闪速浮选把粗颗粒矿物预先选出,使后续浮选作业的人选粒度范围变窄,同时,也使后续浮选作业的给矿品位更加均匀,提高了浮选速度,减少了浮选机的容积,降低了能耗和药剂用量。

(5) 闪速浮选的精矿粒度较粗,所以,该精矿容易脱水,也降低了脱水成本,精矿的水分可降低 1% ~ 3%。

15.5.2.3 闪速浮选的实践与前景

自 20 世纪 80 年代,闪速浮选问世以来,已有许多贵金属或有色金属选矿厂安装使用,取得了很好的经济效益。我国也在 20 世纪 90 年代中期,在鸡笼山金矿引进了一台 SK-15 型闪速浮选机进行了工业实验,将闪速浮选机安装在第二段磨矿分级回路的旋流器底流处,浮选铜金混合精矿的品位完全达到正常浮选的精矿品位。在其他条件相同的情况下,铜的回收率与正常浮选回路相当,而金的回收率要提高 5.13%,投入生产后,每年可多产金属铜 4 t,多产金 52.4 kg,企业效益明显。中国德兴铜矿的泗州选矿厂安装了一台 YX-2 m³ 闪速浮选机进行水力旋流器沉砂的预浮选。在给矿浓度 78%、给矿量 40 t/h、给矿粒度 +0.20 mm 含量占 75.2% (-0.077 mm 占 11.59%)、浮选时间 3 min 条件

下,获得精矿含铜品位 11.854%、金品位 8.384 g/t、银 22.145 g/t, Cu、Au、Ag 的回收率分别为 18.103%、14.696%、10.359%,效果非常好。狮子山铜矿选矿厂于 1991 年开始研究采用闪速浮选回收粗粒金。采用闪速浮选技术先回收粗粒金,再采用常规浮选的选矿方法,强化粗粒金、银的回收,1995 年应用于生产,金、银回收率分别提高 10.79% 及 5.09%,效果很显著。

闪速浮选技术应用实践表明:

- (1) 闪速浮选设备价格低,建设速度快,可以很快收回投资。
- (2) 闪速浮选可以提高精矿品位和有价值金属,尤其是贵金属的回收率,提高磨机的生产能力,减少常规浮选时间,降低浮选药剂消耗,还可以降低精矿水分,给企业带来效益。
- (3) 闪速浮选设备操作简单,适合中国的生产技术水平。
- (4) 新建矿山优先选用闪速浮选,工艺流程简单易行。
- (5) 老矿山可以通过技术改造,在原有流程基础上很容易添加闪速浮选设备。

经过 20 多年的发展,闪速浮选已经发展成为一个成熟的先进技术,得到了快速的应用,具有很好的发展前景。

15.5.3 设计理念的变化

设计理念的变化主要表现在以下几方面:

(1) 浮选设计数学模型的建立。传统的浮选设计是把实验室数据根据经验进行放大计算,选择浮选时间,然后选择矿浆体积,再选择所需要的浮选槽体积,然后放大系数,得到应该安装的浮选机体积,最后按整数选择浮选厂应该安装的浮选机台数。从 20 世纪中期到现在,很多计算机方面的专家通过与浮选工作者联手,开发出了许多可以用连续积分的方法进行浮选流程和浮选设备选择计算的公式。这些公式计算简单,适合于选矿设计使用。

(2) 流程结构进行改进。传统的浮选包括粗选、扫选、精选、再精选等作业。粗选的精矿和再精选的尾矿一起给入精选槽,精选的精矿给入再精选槽,精选的尾矿和扫选的精矿给入粗选的前面浮选槽,精矿尾矿的这种频繁的返回方式极易造成返回到粗选前面槽子的扫选精矿和精选尾矿花费很长的时间直到消失。

现在有一种趋势是全部开路浮选。在开路浮选的情况下,不会出现矿浆的返回。每个浮选作业的矿浆稳定,目的矿物能快速回收。磨矿回路中旋流器溢流直接给入浮选槽,由于没有扫选精矿和精选尾矿的稀释,矿浆在粗选槽中的停留时间就会延长。同时,由于每个回路的速度都可以进行控制,这样就相应地增大了精选槽的处理能力。为了达到这一效果,有必要把扫选槽放到精选或者另外再加精选槽。

(3) 碱性与酸性浮选。在处理老尾矿库的酸性尾矿获取金和黄铁矿时,很显然浮选应该在酸性介质中进行;在处理原矿石或者碱性矿浆时,要采取先提铀再选金和硫的流程;如果整个流程中金的回收是最重要的,那就要采取先金、再铀、最后选硫的顺序。提完铀后的矿浆酸性很强,这时候选硫就应该在酸性环境下进行。选择什么环境浮选,一定要结合实际情况,综合考虑技术经济效益。

(4) 调浆。通过不断的生产实践,人们发现正确的调浆对选别指标有很大的影响,所以人们在选择调浆时间、条件强度方面越来越重视了。

15.5.4 加强浮选过程控制水平

随着自动化控制技术在选矿厂的不断应用,越来越倾向于用先进的设备来进行浮选生产控制,综合起来有以下几个方面:

(1) 矿浆液面控制。在以前的浮选厂,矿浆液面几乎没有控制,只靠人工操作矿浆液面来控制泡沫层的厚度。现在的浮选厂,尤其是大型浮选厂,通常通过一个缓冲阀来控制矿浆液面。液面控制的难度是矿浆液面的实际尺寸的测定。目前,控制矿浆液面有用灌注浮漂、气泡管、超声波、矿浆液面探测器等,有的方法应用效果很好,有的方法还在研究。

(2) 矿浆 pH 值控制。由于矿浆的磨蚀和高 pH 值矿浆中电极被氧化物结垢覆盖等因素的影响,再加上电极过于精致,造成对矿浆 pH 值的测定比较困难,人们试图通过发明各种保护措施来克服这些困难。

(3) 充气量的控制。通过观察泡沫表面现象来控制进入浮选槽的空气流速,进而达到控制浮选效果的目的。

(4) 矿浆密度控制。浮选给矿的矿浆密度通常是由上游作业进行的。在碱性环境浮选时,矿浆密度通常受控于磨矿回路中旋流器稀释水;在酸性环境中矿浆密度主要取决于滤饼调浆时的稀释水。在磨矿后直接进行浮选的回路中,矿浆密度取决于旋流器回路补加水,旋流器溢流和浮选给矿矿浆的最佳密度应该在 $1.25 \sim 1.35 \text{ kg/L}$,通常测定密度的办法是用在线的原子密度仪或者手工密度仪。

(5) 药剂流量控制。浮选厂药剂的添加基本上都使用计量泵或加药机来实现对药剂流量的控制。

(6) 在线分析。用自动分析仪对浮选作业进行在线元素分析,有助于帮助技术人员快速查明各种生产条件变化,从而查找原因,及时进行解决。

15.5.5 贵金属浮选的其他方向

随着矿石性质的越来越复杂,贵金属浮选必须不断调整工艺条件满足不断变化的矿石性质。具体来说,贵金属的浮选主要有以下几个方向:

(1) 工艺流程的优化。由于矿石性质的复杂化,浮选工艺流程将不会是单一的浮选流程,而是多种选矿方法的优化组合,各种选矿方法联合使用。

(2) 浮选药剂的创新。一方面传统的浮选药剂与新型的浮选药剂联合使用,另一方面,改性药剂、两性药剂、螯合药剂、大分子聚合物药剂等高效药剂的不断推出。

(3) 工艺流程的延伸,强化浮选流程,如电磁场处理矿浆、气溶胶法浮选、掺炭浮选、超细粒背负浮选、离子交换树脂浮选、离子浮选等特殊浮选方法的应用。

磁 选

磁选即是利用矿物之间的磁性率差异,在不均匀磁场中分选矿物的一种方法。与其他的选矿方法相比较,磁选可应用的矿种虽较为有限,仅限含铁、锰的少数几种矿物,但其应用均非常成功。另外,磁选生产成本低廉,无环境污染也是其独特的优点。

16.1 磁选的基本原理

16.1.1 物质的磁性及在磁场中的行为

磁性是物质的最基本属性之一。自然界的任何物质都有磁性。但绝大多数物质的磁性很弱,只有极少数物质才显示显著的磁性。

根据物质在磁场中的磁化行为来划分物质的磁性。在外磁场中,某物质颗粒的矢量磁矩不为零,从而对外磁场显示磁性,这个过程称之为磁化。常用磁化强度 M 来描述物质的磁化程度。磁化强度 M 与磁场强度 H 间的关系为:

$$M = kH \quad (16-1)$$

式中 k ——物质的体积磁化率(或称物质的体积磁化系数,是一无因次量)。因而,凡能被磁化,即 k 不为零的物质均可称之为磁性物质。

磁选中更常用的是由 k 值导出的另一个参数:物质的比磁化系数 χ 。 χ 的定义为:

$$\chi = k/\rho \quad (16-2)$$

式中 ρ ——物质的密度, kg/m^3 ;

χ ——比磁化系数, m^3/kg 。

习惯上,常以 k 值的大小及磁性正负划分磁性物质,可分为以下三类:

(1) 逆磁性物质。某些物质受外磁场 H 作用后,感应出与 H 方向相反的磁矩,即磁化强度 M 为负值,或者说 $k < 0$,对磁力线有排斥。具有这种性质的物质称为逆磁性物质。逆磁性物质的 k 值不仅为负值,而且其绝对值也很小,仅为 10^{-5} 量级。逆磁性物质的 k 值与外磁场大小无关,恒为一常数,磁化曲线为一直线。 k 值的大小也与温度无关。

(2) 顺磁性物质。顺磁性物质的磁化特征是: $k > 0$, 且为 $10^{-3} \sim 10^{-6}$ 量级。顺磁性与温度有关。顺磁性与温度的关系由居里-外斯定律确定。

(3) 铁磁性物质。铁磁性物质的磁化特征:在外磁场很小时即可达磁化饱和状态; k 值不仅大于零,且其量级在 $10 \sim 10^6$; M 与 H 的关系变得复杂,已不再是简单的线性关系;反复磁化还有磁滞现象。铁磁性物质的磁性也与温度有关,在居里温度 T_c 以上表现为顺磁性,此时磁性与温度的关系仍符合居里-外斯定律。即铁磁性只表现在居里温度 T_c 以下。

各种物质的磁性是由其内部不同的电子结构所决定的。磁性物的一些典型性质见表 16-1。

表 16-1 磁性物的一些基本性质

磁性物分类	体积磁化率	磁力线在其中的分布	颗粒(长条形)在均匀磁场中的行为	颗粒状物在非均匀磁场中的行为
顺磁性物	较小的正值,常数	磁力线在其中汇集	长轴方向沿磁场方向取向	向磁场增强的方向运动
铁磁性物	正值,较大且为变数	磁力线在其中高度汇集	长轴方向沿磁场方向取向	迅速向磁场增强的方向运动
逆磁性物	很小的负值,常数	排斥磁场,磁力线在其中变得稀疏	长轴方向沿与磁场垂直方向取向	向磁场减弱的方向运动

16.1.2 矿物的磁性

磁选所涉及的矿物,其磁性也不外乎介绍的 3 种。但磁选中常按矿物在磁选中的工艺性能划分为以下三类:

- (1) 强磁性矿物, $x > 38 \times 10^{-6} \text{ m}^3/\text{kg}$ (SI), 此为常规弱磁选机磁场范围(约 0.15 T)可回收的一类矿物。
- (2) 弱磁性矿物, $x > (7.5 \sim 0.1) \times 10^{-6} \text{ m}^3/\text{kg}$, 此为强磁选机磁场范围(0.15 ~ 0.8 T)可回收的一类矿物。
- (3) 非磁性矿物, $x < 0.1 \times 10^{-6} \text{ m}^3/\text{kg}$, 非磁性矿物是在目前磁选技术水平下难以回收的一类矿物。

16.1.3 磁分离力

由上面的介绍可知,在均匀磁场中,各种磁性的物质只有取向作用而没有运动性,故不能用这样的磁场来达到分离各种磁性物的目的。只有在非均匀磁场中,才可以产生由于磁作用力的不同而产生相对运动,即磁选只能在非均匀磁场中进行。磁场的非均匀程度可用磁场梯度来表示。

经研究知道,在真空中或空气介质中,磁性颗粒在非均匀磁场中所受磁力 F_{mag} 的计算公式为:

$$F_{\text{mag}} = \mu_0 \kappa H V \text{grad} H \tag{16-3}$$

式中 F_{mag} ——磁场中作用在磁性颗粒上的磁力, N;
 μ_0 ——真空中的磁导率, $\mu_0 = 4\pi \times 10^{-7} \text{ Wb}/(\text{m} \cdot \text{A})$;
 κ ——物质的体积磁化率;
 H ——颗粒所处位置的磁场强度, A/m;
 V ——颗粒的体积, m^3 ;
 $\text{grad} H$ ——颗粒所处位置的磁场梯度, A/m^2 。

如以单位质量物质所受磁力即比磁力($F_{\text{spec.}}$)来表示作用在颗粒上的磁场磁力,则有:

$$F_{\text{spec.}} = F_{\text{mag}}/m \tag{16-4}$$

$$F_{\text{spec.}} = F_{\text{mag}}/m = \mu_0 x H \text{grad} H \tag{16-5}$$

其中: $x = k/\rho$ 。

故颗粒在磁场中所受磁力由两方面因素决定:矿物的磁性 x 和磁场性质(H 与 $\text{grad}H$ 之积)。 $H\text{grad}H$ 是一个由磁场因素(大小及梯度)决定的量,因为其在磁选中重要地位,常用一专用名称即磁场力来表示它。磁选中用它来表示磁场的特性。

由回收磁力公式可知,对 x 值较高的强磁性矿物,为满足其磁选回收,可以采用 $H\text{grad}H$ 相对较低的弱磁场磁选机来分选;反之,对 x 值较低的弱磁性矿物,就必须采用磁场力 $H\text{grad}H$ 较高的强磁场磁选机来分选。

在磁选中,提高磁场力既可以采用提高磁场强度的方法,也可以采用提高磁场梯度 $\text{grad}H$ 的方法。提高 H 一般涉及到整个磁选机磁路的设计。在电磁情况下,高 H 也意味着高能耗。相对而言,提高 $\text{grad}H$ 则更为方便实用。对于这种 $\text{grad}H$ 较高的磁选机,称之为高梯度磁选(High gradient magnetic separation, HGMS)机。

还需指出的是,在磁选中磁性颗粒除了受到外磁场的磁力作用以外,当颗粒较多且颗粒间距离与颗粒的粒度相比处于相同的数量级时,还需要考虑颗粒与位于其自身磁化磁场范围内的其他颗粒间的磁相互作用力(吸引力或排斥力),即磁化颗粒系统的磁相互作用力。颗粒间磁相互作用的结果,将使磁性颗粒系统在磁场中呈现一种聚合状态:即磁链形式。这种磁链的形成对磁选来说,特别是分选强磁性物的弱磁选,有非常大的影响。

16.2 磁选设备及应用

16.2.1 磁选设备的分类

磁选设备常以 H 的大小来划分磁选机的种类(强磁与弱磁)。由以上介绍的磁力公式可知,这种仅以 H 大小来划分磁选的种类并不准确,如果以 $H\text{grad}H$ 来划分则更准确些。但是, $H\text{grad}H$ 是不能直接测量的物理量,故实际上仍沿用以磁选机磁场强度 H 的大小来划分磁选的种类。

磁选设备按其磁场强度及梯度可划分为:

(1) 弱磁场磁选机。这种磁选机的磁极表面磁场强度 H_0 为 $80 \sim 120 \text{ kA/m}$ 。这种磁选主要用来分选各种强磁性矿物。

(2) 强磁场磁选机。这种磁选机的磁极表面磁场强度 H_0 为 $800 \sim 1600 \text{ kA/m}$ 。这种磁选主要用来分选各种弱磁性矿物。

(3) 高梯度磁选机。这类磁选机的磁场强度与强磁选机相近,所不同的是它采用了具特定形状的、尺寸微小的聚磁介质,可以在其表面附近产生很高的磁场梯度(一般较强磁选机高 $1 \sim 2$ 个数量级)。因而它可以回收微细粒弱磁性矿物。

16.2.2 磁选设备介绍

16.2.2.1 CT 型永磁磁力滚筒

CT 型永磁磁力滚筒也即是所谓的磁滑轮。它的主要部分是一个回转的由永磁体构成的多磁极磁系(360 包角)。在磁系外面套有用非导磁不锈钢材料制成的圆筒。磁系和圆筒固定在同一轴上,一同旋转。磁滑轮一般作为皮带轮主动轮与皮带配合,组成一个分选系统,见图 16-1。

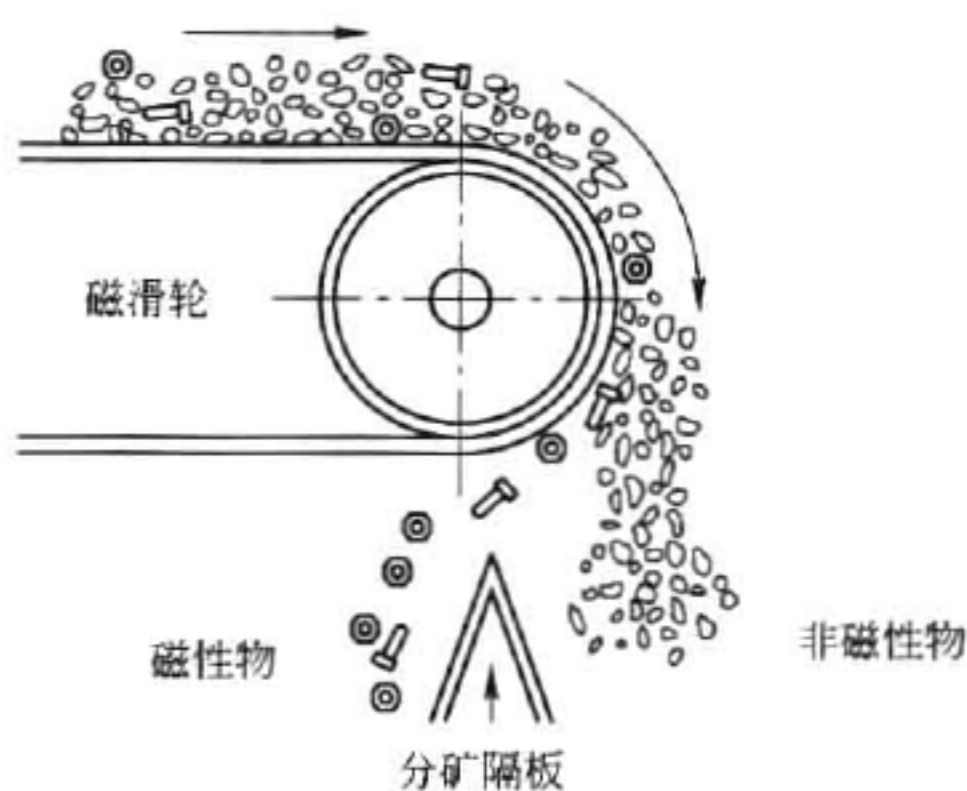


图 16-1 磁滑轮分选系统示意图

当含强磁性的物料经过磁滑轮磁场时,非磁性物因不受磁力作用,在离心力和重力的作用下沿抛物线轨迹脱离皮带;磁性物则因受磁力吸引而被吸在皮带上,并随皮带的转动而被带至磁滑轮下部,在磁场较弱处落下而与非磁性物分开。

磁滑轮主要用作选矿厂的除铁设备,也可用于大块铁矿石的预选抛尾。另外也可用于城市固体废弃物中磁性物的分选(如废钢铁)。

16.2.2.2 湿式筒式磁选机

湿式筒式磁选机按底箱结构可分为以下 3 种:顺流型、逆流型、半逆流型。其适宜的分选粒度范围分别是 -6 mm , -2 mm 和 -0.5 mm 。使用时可根据原矿的性质和选矿工艺流程要求来选用适当的底箱结构。与磁滑轮不同的是,筒式磁选机的磁系不是 360 包角,只在筒体的部分表面有磁场,磁系也是固定不动的(但可调节),不随外面的筒体转动而转动。半逆流型永磁筒式磁选机的结构见图 16-2。

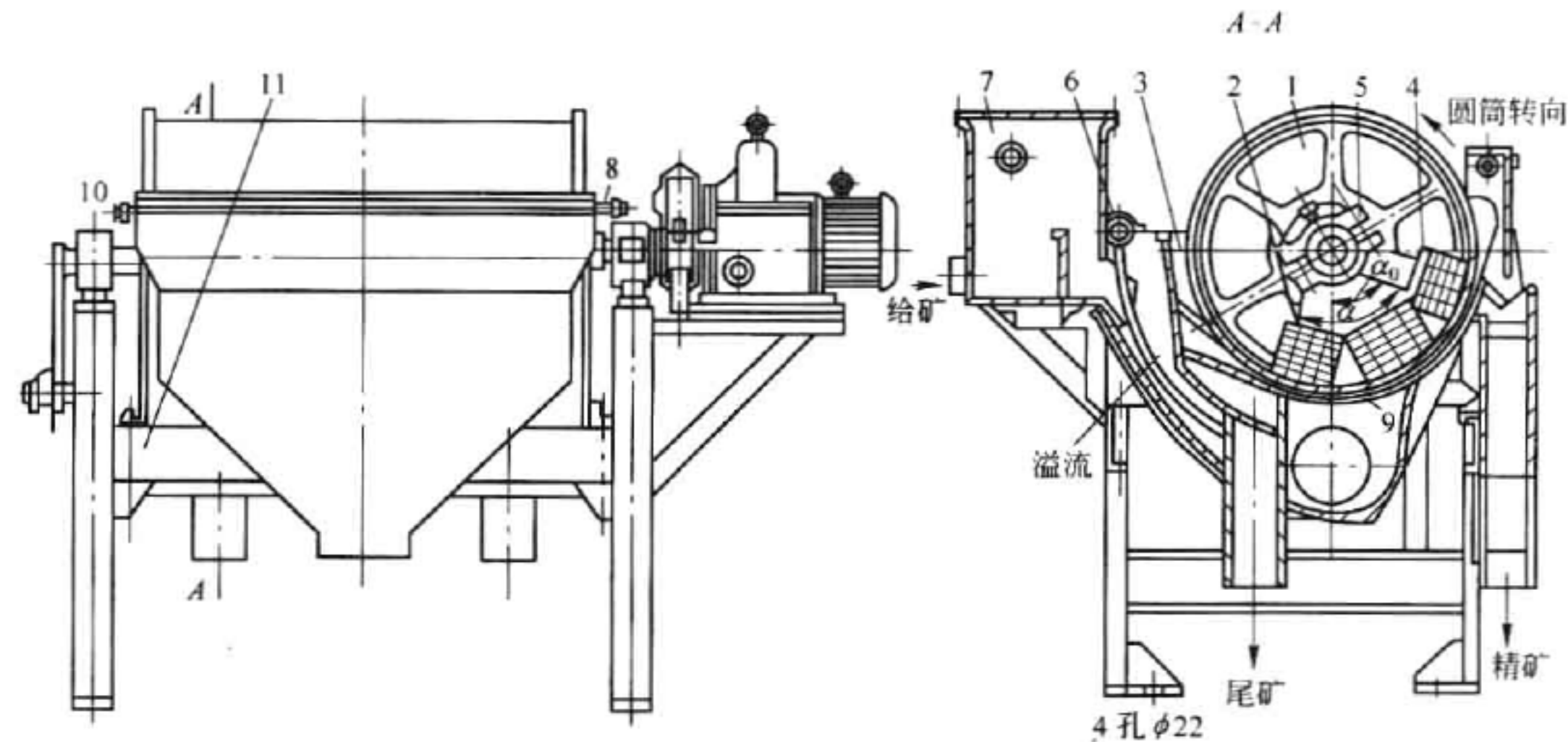


图 16-2 半逆流型永磁筒式磁选机结构

1—筒体; 2—磁系; 3—槽体; 4—磁导板; 5—支架; 6—喷水管; 7—给矿筒;
8—卸矿水管; 9—底板; 10—磁偏角调整装置; 11—支架

筒式磁选机主要用于强磁性的铁矿石的分选,也可用于重介质选矿的重介质回收。

16.2.2.3 琼斯型强磁选机

琼斯型强磁选机是根据 Jones 提出的“多层感应磁极”概念而设计的一种湿式强磁选机。该机的磁力较传统强磁选机提高了几个数量级(相对传统干式强磁选机而言)。琼斯型磁选机的结构见图 16-3。它的基本结构是两个 U 形电磁铁组成的门框型电磁铁。磁铁中间即是分选矿物用的分选盘。分选盘也是门框型闭合磁路的组成部分。分选盘的周边是分选箱,里面放有起分选作用的齿板型聚磁介质(图 16-3c)。转盘与分选箱由安装在顶部的电动机通过蜗杆传动装置和垂直中心轴带动在 U 形磁极间转动。待分选矿浆在分选箱

即将进入磁场中时给入,磁性物在磁力作用下被吸着在齿板上,而非磁性物则在流体带动下经齿板间隙流出磁选机而作为尾矿收集;磁性物则再经过冲洗水流进一步清洗后在分选箱完全脱离磁场后用高压水(4~5 kg/cm²)冲出作为磁性物精矿。清洗过程中冲出的磁性较弱的物料则可作为中矿收集。琼斯型机的双转盘共有4个给矿点,处理能力比较大。目前,该机主要用于分选赤铁矿、褐铁矿、镜铁矿、菱铁矿、钛铁矿、铬铁矿和锰矿等弱磁性矿物。国内研制的 SHP 型湿式强磁选机即是在琼斯型磁选机基础上的改进型。

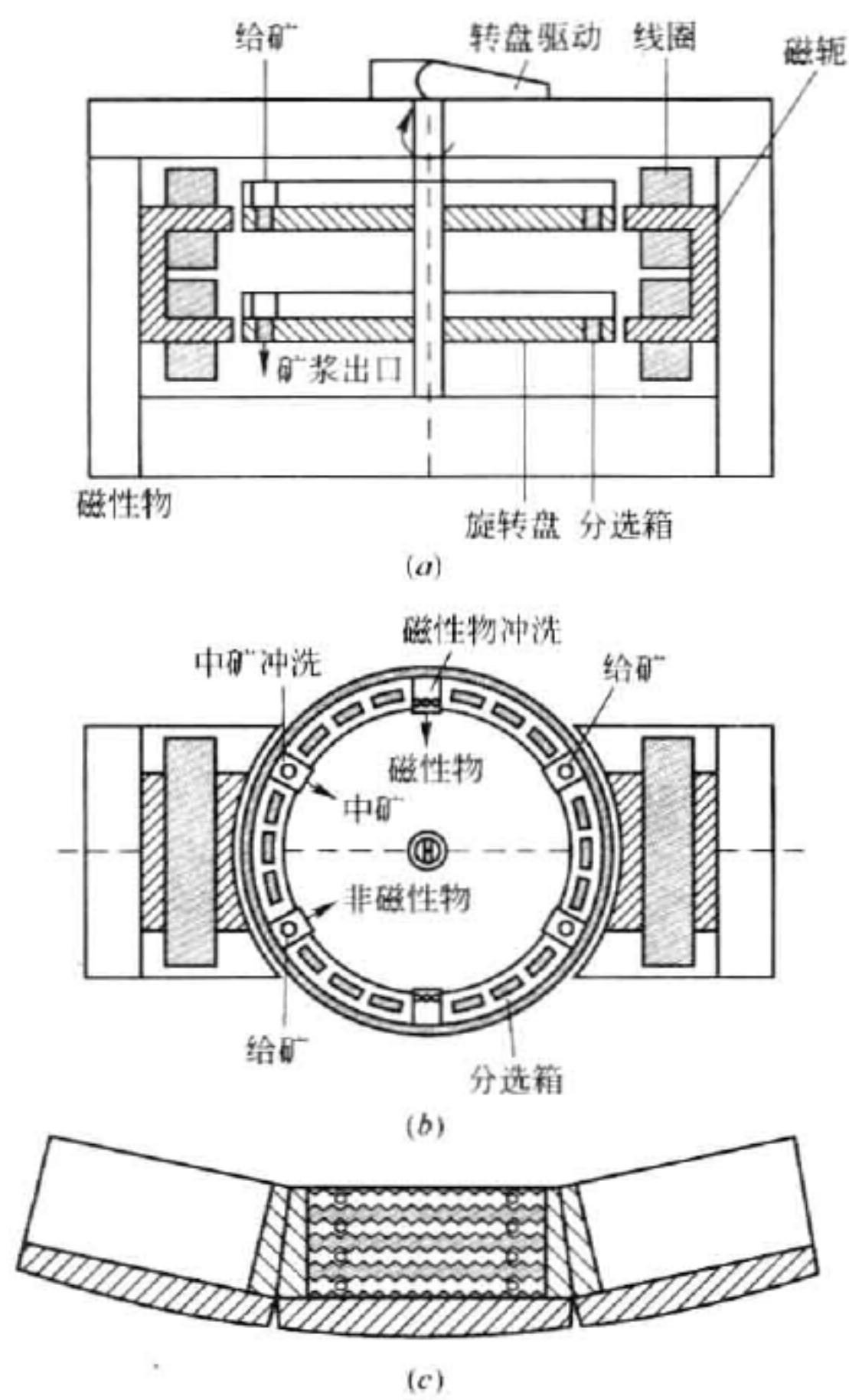


图 16-3 琼斯型磁选机的结构示意图
(a) 剖面图; (b) 平面图; (c) 齿板

16.2.2.4 高梯度磁选机

强磁选机多是由电磁线圈加磁轭构成的磁路,因而设备比较笨重。这种设计只适于较小的工作空间和中等磁场强度的磁选机。如要获更大的磁场磁力则只能采用高梯度磁选了。萨拉高梯度磁选机的结构见图 16-4。

萨拉高梯度磁选机采用的是独特的马鞍形电磁线圈,水平安装的分选转环则巧妙地经线圈两端的折起缝隙穿过螺线管线圈。分选环被分成若干个小分选室,分选室中放的是微细尺寸的聚磁介质。转环由单独的驱动机构驱动而水平转动。矿浆在线圈的一端给入分选箱,磁性物被捕集于聚磁介质的表面,非磁性物则直接流出分选室作为尾矿(非磁性物)收集。磁性物再经清洗水流清洗,可进一步清洗出磁性物中夹杂的非磁性物。在分选室转

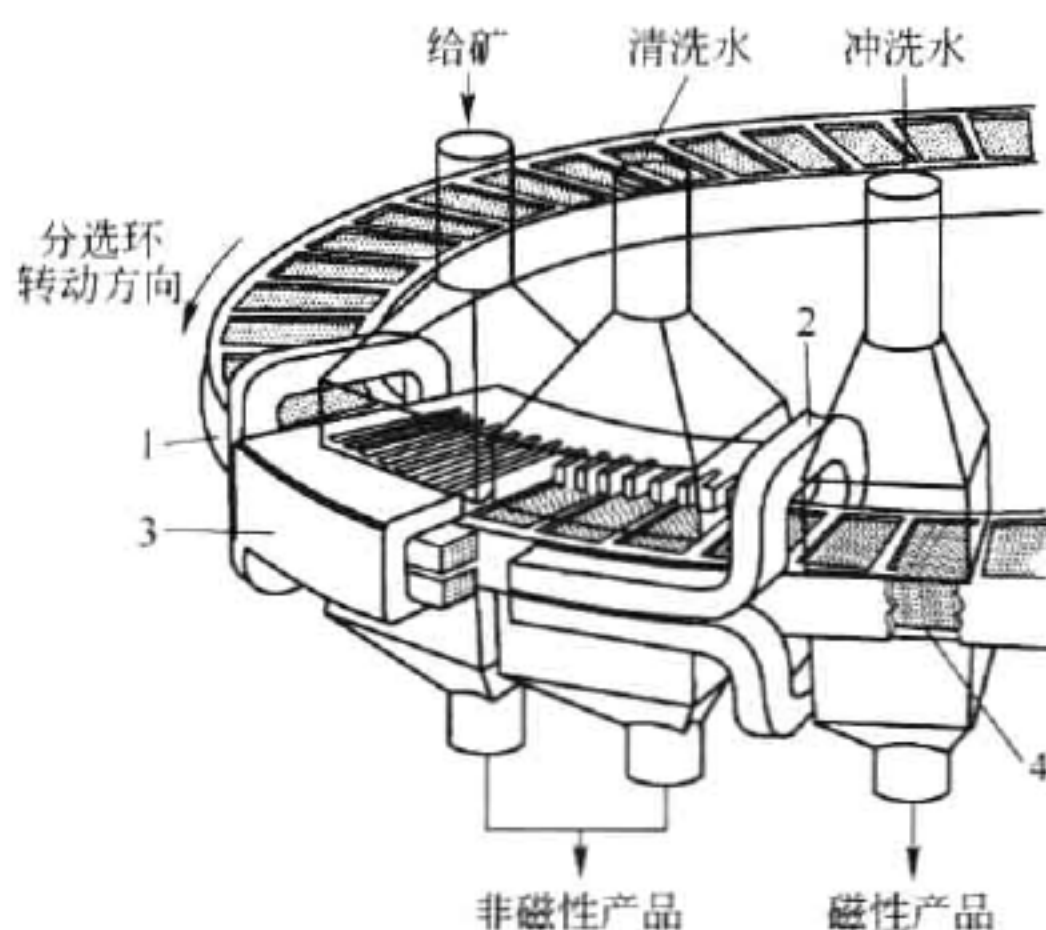


图 16-4 萨拉高梯度磁选机

1—旋转分选环；2—马鞍形螺线管线圈；3—铠装螺线管铁壳；4—分选室

离线圈磁场时，再由冲洗水冲下而作为磁性物收集。

目前，高梯度磁选机主要用于非金属矿的提纯，如高岭土、石英砂等。也可用于红铁矿、锰矿、钛铁矿等弱磁性矿物的分选上。另外，高梯度磁选也广泛应用于各种废水的处理上。高梯度磁选在选矿中应用的一个主要问题是非磁性物的夹杂。在这方面中国研制的一些设备性能较好，如 SLon 型脉动高梯度磁选机。

16.3 磁选的应用

磁选法在贵金属选矿中的应用主要在铁—铜伴生贵金属矿山和镍多金属矿石高冰镍的分选中使用，因为单一的贵金属矿物基本没有磁性，或者磁性很弱，不能用磁选分选。在高冰镍分选中磁选用于选出贵金属合金，在铜铁矿石分选中，作为综合回收磁铁矿之用。

16.3.1 铜绿山铜矿选矿厂

铜绿山铜矿选矿厂采用浮选—磁选工艺处理氧化矿和硫化矿两种矿石，产出铜精矿和铁精矿，伴生贵金属在氧化矿系列单独以金精矿形式产出，在硫化矿系列以富集在铜精矿中。

矿区的主要矿石是铜铁矿石其次是铜矿石，分别由氧化矿和原生矿组成。在氧化矿石中，主要铜矿物为孔雀石、自然铜、辉铜矿，其次是赤铜矿、墨铜矿、斑铜矿、磷铜矿、蓝铜矿、铜蓝等；主要铁矿物为褐铁矿、赤铁矿，其次是磁铁矿。主要脉石矿物为石英、玉髓、高岭石、蒙脱石，其次为方解石、高岭石。原生铜铁矿石是各矿体内主要的铜矿石类型，矿石中主要铜矿物是黄铜矿，其次是斑铜矿、辉铜矿、砷黝铜矿，主要铁矿物是磁铁矿，其次是赤铁矿，脉石矿物有透辉石、石榴石、金云母、方解石、白云母、菱铁矿、石英、玉髓、绿泥石及蛇纹石等。

氧化铜铁矿石和原生铜铁矿石均采用浮选、尾矿磁选的主工艺，工艺流程分别见图 16-5 和图 16-6，都是采用一段闭路磨矿作业，磨矿细度稍有不同。氧化铜铁矿石和原生铜铁矿石磨矿细度分别为 -0.074 mm 占 75% ~ 80% 和 65% ~ 70%。后来，氧化铜铁矿石采用优先选金、选铜前不加硫化钠，只添加丁基铵黑药和丁基黄药，得到含 Au 100 g/t 的金精矿，Au

的回收率在 80% 左右,技术指标见表 16-2。

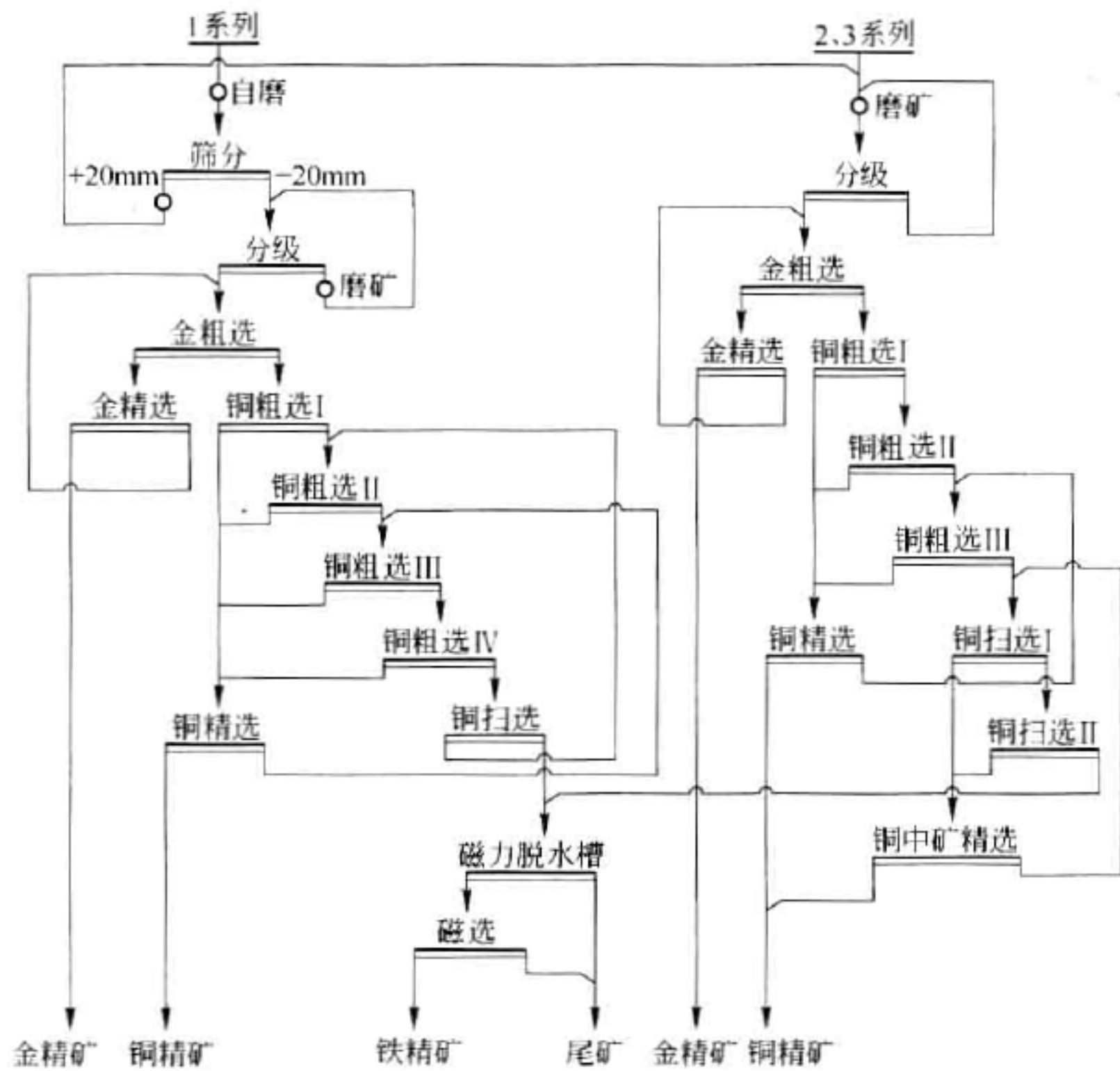


图 16-5 铜绿山氧化矿石选矿工艺流程

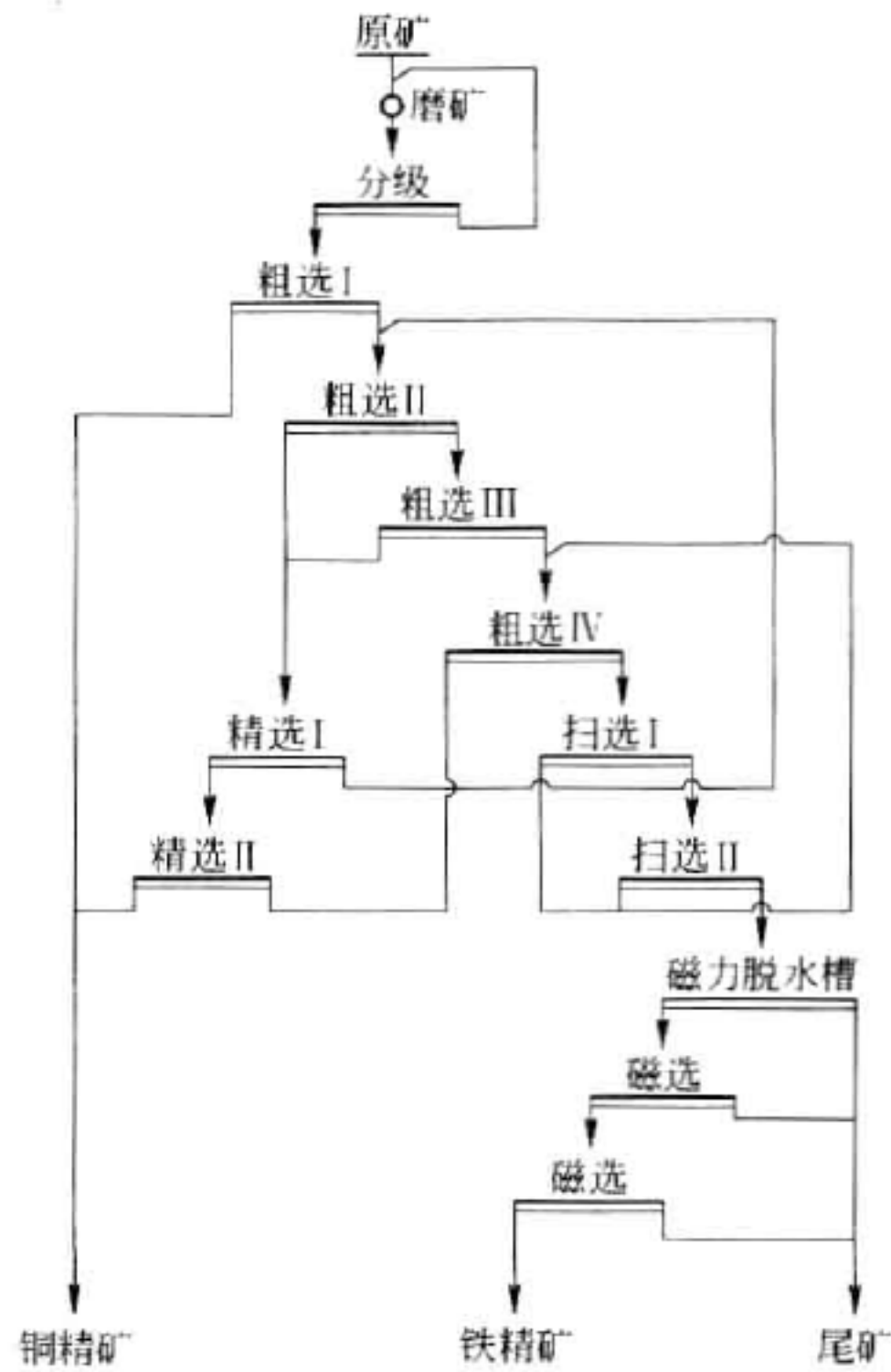


图 16-6 铜绿山原生矿石选矿工艺流程

表 16-2 选矿技术指标 (%)

矿 石	原 矿 品 位		尾 矿 品 位		铜 精 矿		铁 精 矿	
	Cu	Fe	Cu	Fe	品位	回收率	品位	回收率
氧化铜铁矿石	2.17	47.35	0.563	41.59	13.67	77.24	59.21	41.43
原生铜铁矿石	1.62	35.42	0.127	22.85	26.01	93.98	64.22	54.40

16.3.2 寿王坟铜矿选矿厂

寿王坟铜矿矿石分三类：一类为金属矿物嵌布粒度较粗、可浮性好的白矿石，主要是滑石、阳起石、含铜透辉石等；一类为金属矿物嵌布较细、矿石致密的难选矿的黑矿石，主要有蛇纹石、含铜磁铁矿等；还有一类矿石为磁铁矿含铜矿石，硬度高、密度大、质脆，金属矿物嵌布较粗，可浮性中等。矿石中金属矿物主要有磁铁矿、黄铜矿、黄铁矿、磁黄铁矿、赤铁矿、蓝铜矿、墨铜矿、孔雀石、辉钼矿、闪锌矿、硫钴矿、银金矿、金银矿、辉银矿、自然金等，脉石矿物有辉石、透辉石、石英、阳起石、蛇纹石；其次有钙镁辉石、绿泥石、滑石、角闪石等含镁矿物。矿石化学成分见表 16-3。

表 16-3 寿王坟铜矿的矿石化学成分 (%)

元素	Au/g · t ⁻¹	Ag/g · t ⁻¹	Cu	Fe	S	Pb	Zn	P	SiO ₂	CaO	MgO
含量	0.1	13	0.22	17.40	0.32	<0.03	<0.02	0.048	35.30	9.26	17.29

寿王坟铜矿选矿厂工艺流程采用一段磨矿、浮选加磁选工艺流程，磨矿细度为 -0.074 mm 占 62% ~ 65% ，经一次粗选、二次精选、二次扫选，选出铜精矿，浮选尾矿用磁选、一次粗选、二次精选，得到铁精矿和最终尾矿，生产工艺流程见图 16-7，技术指标见表 16-4。

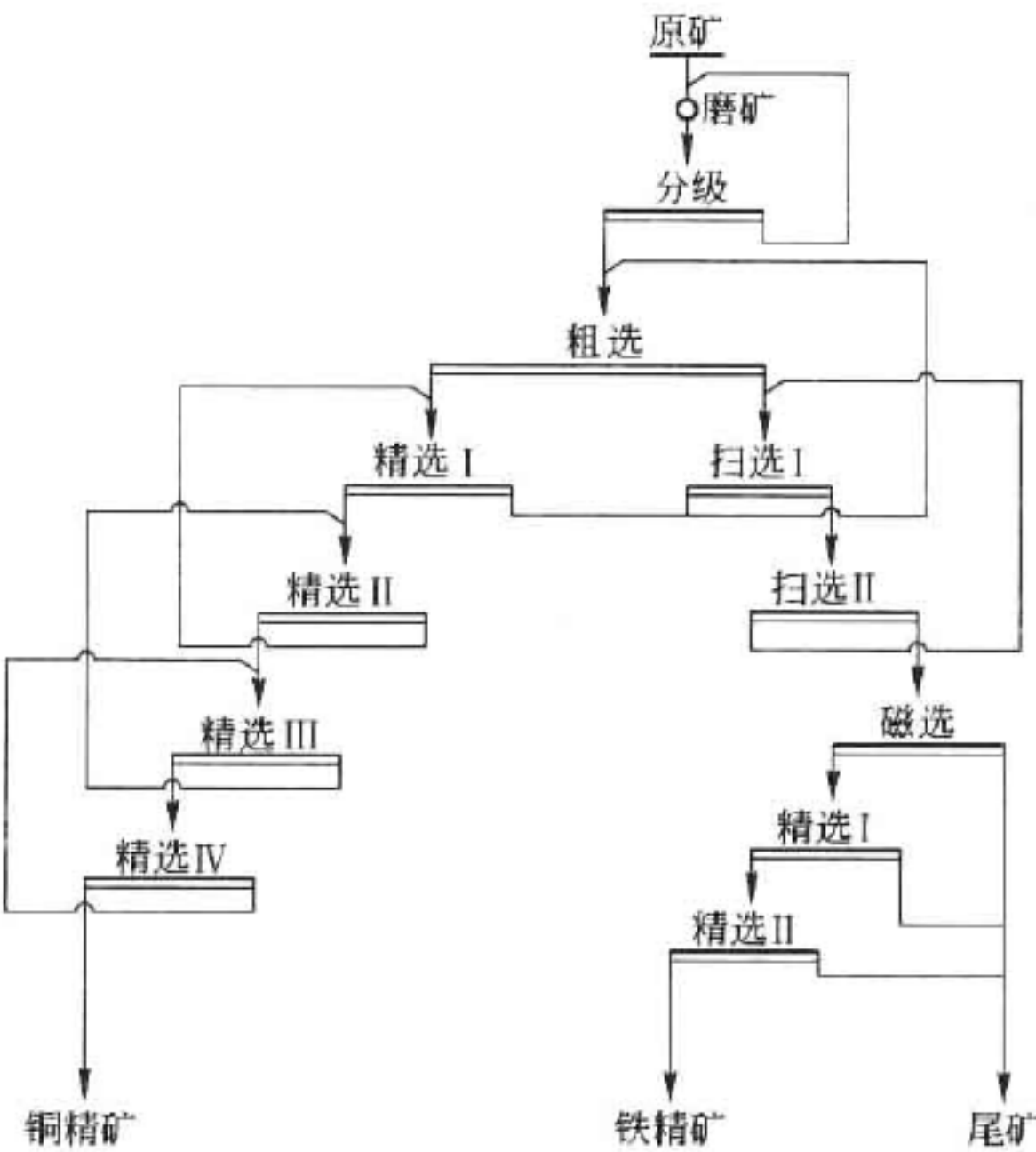


图 16-7 寿王坟选矿厂生产流程

表 16-4 寿王坟铜矿选矿厂选矿技术指标

产 品 名 称	产 率/%	品 位/%			回 收 率/%		
		Cu	Fe	Au/g · t ⁻¹	Cu	Fe	Au
铜精矿	0.72	17.70	30.00	9	57.93	1.24	64.80
铁精矿	22.38	0.04	66.20		4.07	85.15	
尾 矿	76.90	0.11	3.00		38.00	13.61	
原 矿	100.00	0.22	17.40	0.1	100.00	100.00	100.00

在贵金属选矿中采用磁选法主要是从伴生贵金属矿石中回收磁铁矿等有用矿物,也用磁选法分离高冰镍中的含贵金属的合金。

17.1 化学选矿的概念

化学选矿是利用矿物之间或矿物组分之间化学性质的差异,采用化学方法改变矿物组成,分离和富集有用组分的一种选矿方法。化学选矿方法或者化学选矿与物理选矿方法组成联合流程,可有效处理某些有用成分含量低、有用矿物嵌布粒度细、组成复杂、用一般物理办法难以分选或不可能分选的矿物物料。化学选矿的发展是与金、银等贵金属和其他含量相对较低元素的选矿富集密切相关,尤其是在金等贵金属氰化方面,更是得到了广泛应用。

17.2 化学选矿的特点

化学选矿基本介于物理选矿和冶金工程之间。它与物理选矿处理的对象基本相同,但化学选矿的适应性比物理选矿强。化学选矿是建立在发生化学反应基础之上,在反应原理上,它与传统的冶金过程相似,都是利用无机化学、有机化学、物理化学的基本原理解决各自的工艺问题。化学选矿处理的物料一般有用组分含量低、杂质组分或有害组分含量高、组成复杂的难选物料。有时候,它也作为物理选矿的预处理作业与物理选矿联合进行有用矿物的富集,如磁化焙烧、沉淀浮选等。而冶金工艺处理的物料一般有用矿物含量较高、成分相对简单、杂质或有害成分含量低,经常是选矿富集的精矿。在产品上,化学选矿的产品还是中间产品,如贵金属氰化所产的金泥等还需要冶炼处理才能获得纯度很高的贵金属。因此,化学选矿也是一个介于物理选矿与冶金工艺之间的过渡性学科,在现代科学的划分上,把化学选矿划分为选矿学科的范畴。

17.3 化学选矿的原则流程

化学选矿过程通常涉及矿物的化学热处理、水溶液化学处理和电化学处理等各种作业,其原则流程一般包括原料准备(破碎等)、矿物原料焙烧、矿物浸出、固液分离、浸出处理等几个相关作业。传统的化学选矿工艺流程见图 17-1,对不同的化学选矿方法,采用的流程不一定都一样,有的作业不需要焙烧,有的不需要固液分离等。

化学选矿的原则流程包括:

(1) 化学选矿所处理的物料准备包括破碎、筛分、磨矿、分级、混匀等作业,便于将物料破碎到一定细度、混合到一定浓度,使物料与药剂的反应既快速、又彻底,同时又要节约药剂用量。

(2) 焙烧。焙烧的目的是使矿物转化成易浸或易于物理分选形态,使部分杂质成分或有害成分挥发或变成难浸形态,同时改变物料的结构构造,为后续作业做准备。如在处

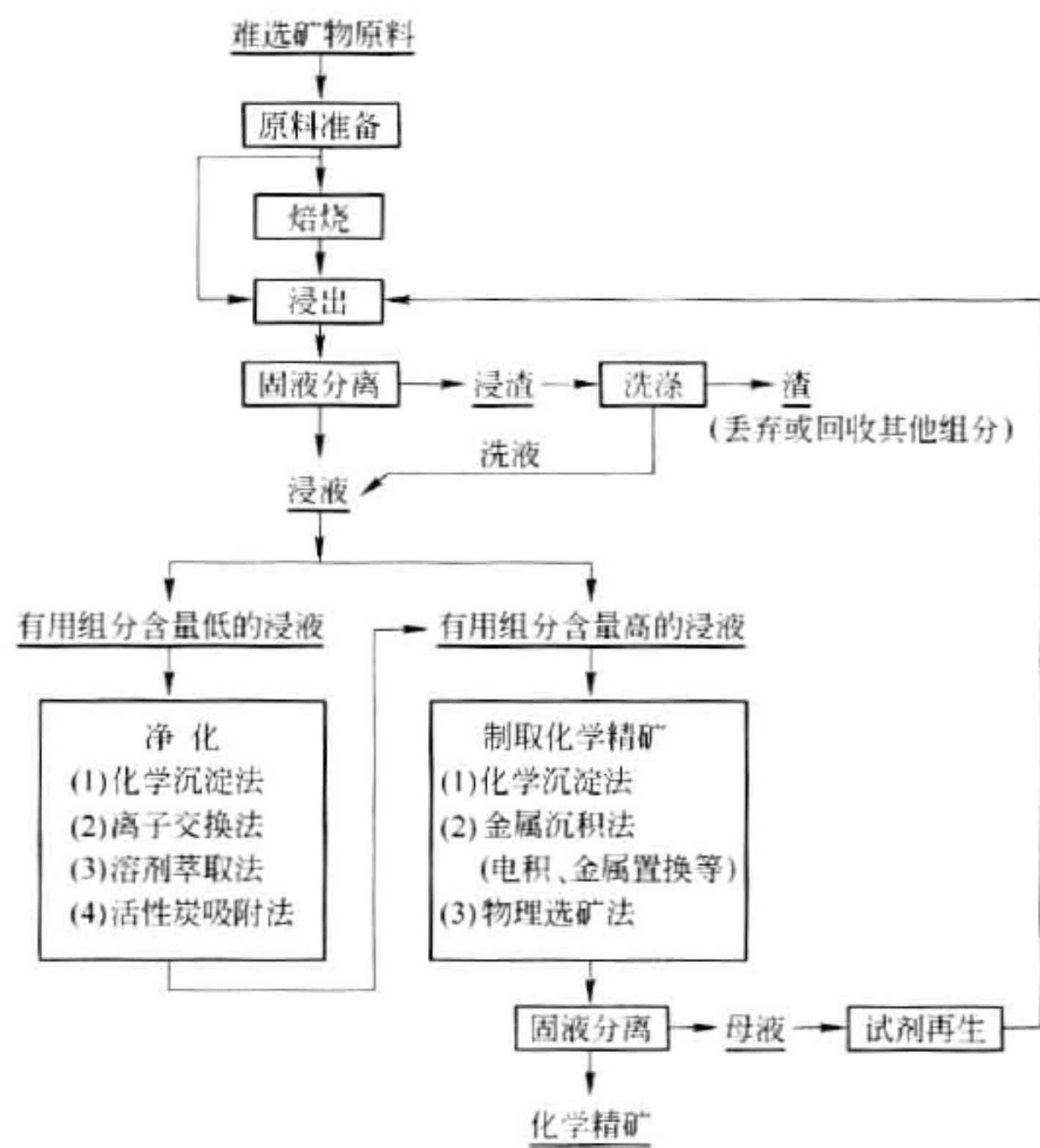


图 17-1 化学选矿的原则流程

理砷、碳等含量比较高的时候,用焙烧处理后再氰化就容易了。

(3) 浸出。根据原料性质和工艺要求,使有用组分或杂质组分选择性地溶于浸出剂中,使贵金属与其他组分分离。

(4) 固液分离。采用沉降倾析、过滤和分级等方法处理浸出矿浆,获得含贵金属离子的贵液,达到贵金属与浸渣分离的目的。

(5) 浸出液处理。浸出液的处理包括净化和获得精矿两部分。对贵金属来讲,一般是将浸出贵液进行吸附或置换,获得贵金属沉淀,即金泥,得到化学选矿的精矿。

18.1 手选

手选是一种最古老、最原始的选矿方法,一直沿用到今天,还有很多矿山采用,尤其是贵金属矿山,使用手选作业的选矿厂还不少。手选是根据有用矿物与废石(围岩)在颜色和光泽上的差异,用人工拣选来达到有用矿物与脉石的初步分离的一种辅助性方法,依据拣选对象的不同,手选分为正手选和反手选。拣出废石的称为正手选,拣出有用矿物的称为反手选,手选废石是为了提高矿石的入选品位,手选的原则是拣出的废石品位(有用矿物含量)要低于选矿厂的尾矿品位。如阿勒泰正元国际矿业公司在处理哈巴河金矿的矿石时,为了提高选矿厂的矿石入选品位,就采用手选,将废石拣出,提高入选品位 $0.5 \sim 1 \text{ g/t}$,无形中减少了进入选矿厂的矿石量,提高了选矿厂设备效率,也提高了回收率。手选有用矿物是为了获得高品位的精矿,直接送冶炼厂冶炼。

由于手选是靠矿物外观特征识别,保证矿石表面的颜色、光泽和产状就非常重要,对于含泥多的矿石一般要进行预处理,比如先洗矿,再手选,如内蒙古金陶公司在处理含金矿石时就通过洗矿手选的办法来提高选矿厂的矿石入选品位。

手选效率一般与拟选物料的含泥量、粒度以及物料的辨别难易度和手选的机械条件等因素有关。一般情况下,拟选物料含泥量越高,手选效率也越高,反之则低。物料粒度过大或过小都影响手选的结果,在碎矿过程的皮带输送机或平台上,物料粒度范围以 $60 \sim 80 \text{ mm}$ 为宜。当手选作业在破碎作业前进行时,在手选皮带一侧手选时皮带的宽度范围应小于 650 mm ;在皮带两侧时,皮带宽度以 $800 \sim 1200 \text{ mm}$ 为宜。手选工座位间隔一般为 $1.5 \sim 2 \text{ m}$,在手选工座位两侧要设物料漏斗或溜子。当物料漏斗或溜子在皮带对面时,物料粒度要小于 100 mm 。

手选皮带速度和长度,要根据物料被选出的数量和粒度来决定。一般情况下,被选出的物料量较大或粒度较小时,所需皮带较长,速度要低,手选皮带上的物料厚度要薄,尽量减少手选皮带的凹度,安装角度以 7° 左右为宜。

除了手选矿石外,在破碎之前,进行手选除铁等杂质也非常重要。很多选矿厂在使用金属探测器的同时也结合手选加强破碎前除杂工作,确保破碎机的安全。

手选的特点是简单易行,投资少,但劳动强度大,生产工效低。随着现代技术的不断进步和发展,矿石的自动化检选也得到了发展和应用,许多先进的仪器设备在检选作业中在逐步应用和推广。

18.2 混汞提金

在矿浆中,单体解离的金颗粒容易被汞选择性的润湿,进而汞向金内部扩散形成金汞

齐,即含汞合金,从而达到金与其他金属矿物和脉石分离,此选金方法称为混汞法。

金汞齐的组成随其含金量而变,混汞时金粒表面先被汞润湿,然后汞向金粒内部扩散形成 AuHg 、 AuAg 、 Au_3Hg ,最后形成金在汞中固溶体 Au_3Hg 。此外,在金中还形成有汞的固溶体,其中含汞量最高为 16.7%。在常温下,金在汞中的溶解度不大,一般在 0.15% ~ 0.2% 之间。提高温度溶解度则增大,0℃ 时为 0.11%、20℃ 时为 0.126%、100℃ 时为 0.65%。金汞膏的形成有两个阶段:第一阶段是金被汞润湿;第二阶段是汞向金粒中扩散,形成汞和金的化合物。将汞膏加热到 373℃ 以上时,汞挥发呈元素形态,金呈海绵金形态存在。

混汞法提金可分为内混汞和外混汞两种类型。内混汞是指在磨矿设备内,磨矿和混汞作业同时进行。常用设备有碾盘机、捣矿机、混汞筒或专用的小型球磨机、棒磨机。外混汞是指在磨矿设备外进行混汞作业。如各种形式的混汞板 and 不同结构的混汞机械。

混汞法提金工艺简单,容易操作,生产成本低廉。在过去是一种古老而又普遍应用的选金方法。在近代黄金工业生产中,混汞法仍然占有很重要的地位。据统计,在 20 世纪 50 年代,混汞法提取的黄金产量占世界总产量的 28% ~ 40%。但是由于混汞法的应用,严重影响了职工的健康、对周围环境污染严重,其工艺的应用早已受到了严格限制。1970 年底,美国已禁止新建选厂采用混汞法提金工艺并要求使用该工艺的原有企业逐渐尽快取消该工艺的应用。2000 年,中国严禁在新建矿山采用混汞法提金工艺,且原来使用该工艺的企业在 2005 年初必须停止使用。

由于要使用对人体伤害较大的汞为原料,汞无论在人体内还是在自然界都是不能自行分解失去毒性,随着新的高效简单的选矿方法的不断推出和环保方面的严格要求,汞的使用越来越受到限制,所以混汞法在贵金属矿山的使用越来越少,除了一些中小矿山作为一种初级回收金的辅助手段还在使用外,绝大部分矿山都已经停止使用混汞来回收金等贵金属,而且,混汞法将最终全部禁止使用。

18.3 石蜡法

石蜡法在贵金属提取方面的应用主要是用在提金上。用该方法提金是基于在 70℃ 左右的矿浆中液态石蜡在金颗粒上选择性黏附,在随后冷却的矿浆中液态石蜡固化,金颗粒包含在固体石蜡中与其他矿物和脉石矿物分离。

该工艺在 25% 浓度的矿浆中进行,加热至 68℃,即稍高于石蜡的熔点。在此温度下加入矿浆中的石蜡开始熔化,随后经搅拌使石蜡分散并使之与矿物接触。停止搅拌后金粒选择性附着在石蜡上,冷却至室温后,由于密度小,含金固体石蜡漂浮在矿浆表面而被分离,最后从中回收金。

该工艺过程简单,操作方便,成本低,而且石蜡无毒、价格低廉而疏水性好,熔点只有 66.5℃,密度 0.8192 ~ 0.8243 g/cm³,不污染环境,适用于回收单体解离的各种粒度的金,可以取代混汞工艺。

18.4 煤-油团聚法

煤-油团聚法提金的基础是用油将亲油性的煤浸润而形成煤-油聚团,在一定酸度和充分搅拌的条件下,亲油的金颗粒从矿浆中有选择性的被俘获到煤-油团聚物中,这些团聚物可循环吸附新鲜矿浆中的金粒直至很高的载金量,然后同矿浆分离。载金聚团再用湿法

或火法处理回收金。

煤-油团聚工艺中起附聚金作用的是煤-油聚团,煤和油的选择性影响聚团性质,也影响金的回收率,一般要求煤的灰分小于7%,煤的挥发性要高、硬度要大。试验表明,长焰煤和气煤较好。油以零号柴油、润滑油、变压器油等中性油较好,要求油的芳烃量要高,一般在23%以上,密度 0.84 g/cm^3 ,沸点在 200°C 左右。

煤粉与油的合适比例是制团的关键,同时也影响金的回收率。煤和油的比例不同,成团的粒度不一样,用油量多则聚团粒度大,表面积小,附载金的能力弱。较小的均匀的聚团能得到较高的聚金率。试验表明,聚团粒度以 $0.246\sim 0.56\text{ mm}$ (30~60目)为宜,一般不超过 2 mm 。

煤-油聚团的用量也影响金的回收率和工艺经济指标,也与矿石性质有关,煤-油的用量增加,金的回收率也随之增加,但最终趋于平衡。综合考虑两者的影响,一般选择聚团用量为矿样的20%~25%。

一般用硅酸钠做脉石的抑制剂,以抑制聚团中夹杂的脉石灰分,提高聚金效率。

工艺吸附装置和煤金聚团干燥焙烧装置是煤-油聚团提金新工艺实现工业应用的核心设备。煤金聚团处理流程有干燥焙烧法和溶剂洗脱法。干燥焙烧法有间断操作方式和连续操作方式。连续干燥焙烧装置由进料器、回转窑、焙灰收集器、驱动装置、温度控制装置等组成,焙灰金损失小于1%。溶剂洗脱工艺可将煤金聚团中的明金和连生体金洗脱下来,从而减少煤金聚团中微细粒金的焙烧损失,但煤金聚团中的包裹金仍需要用焙烧方法处理,最终获得的金焙灰进行非氰化浸出或直接熔炼。

煤-油聚团具有如下几个特点:

- (1) 对于微细粒金(小于 $5\text{ }\mu\text{m}$)和大颗粒金($300\sim 500\text{ }\mu\text{m}$)均具有较高的回收率,不仅能回收重选法不能回收的极细粒金,也能回收较粗的金。
- (2) 该工艺可用于处理氰化法难以处理的渗透性差或含炭质高的低品位金矿石。
- (3) 该工艺操作时间仅 30 min ,比炭浆法短得多。
- (4) 工艺流程短,投资费用低。
- (5) 药剂消耗少,生产成本低。
- (6) 该法对环境污染很轻。

实践证明,该工艺特别适用于回收单体解离的金、连生金和微细粒金,尤其对石英脉氧化矿石、贫硫化物石英脉原生矿石效果最佳,金的回收率在95%以上。对金易解离的多金属低硫化物石英脉金矿适应性良好,并可代替混汞法回收明金;对一般低品位石英脉金矿和微细粒金的回收率达80%以上。

煤-油团聚法提金的工艺流程见图18-1。

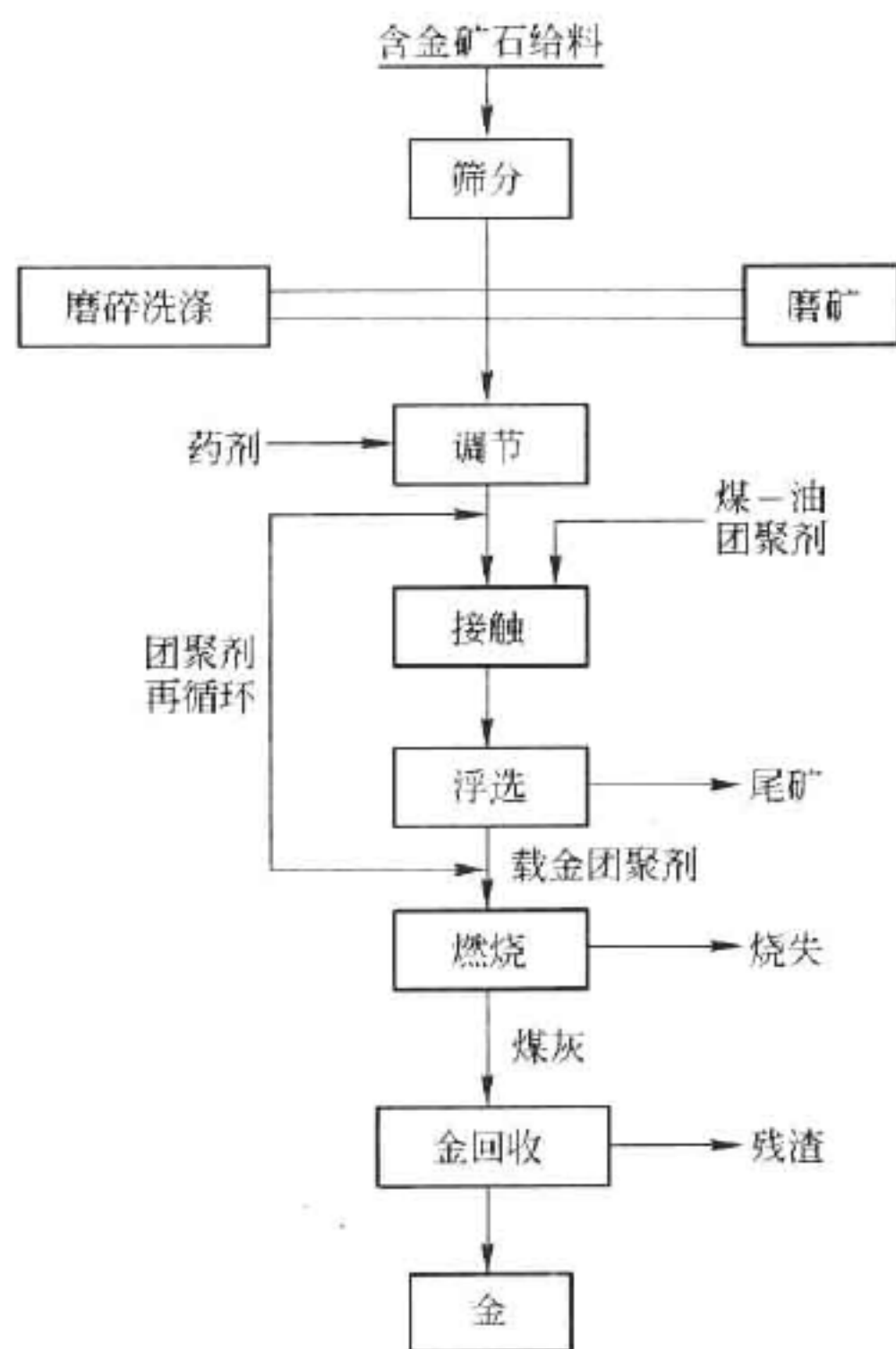


图18-1 煤-油团聚提金工艺流程

选矿产品脱水

19.1 概述

贵金属选别作业产生的精矿、中矿和尾矿等产品均含有大量的水分,如浮选精矿含水在70%~80%,尾矿含水在75%~85%。脱水的目的:

- (1) 回收精矿和难选中矿,便于运输、储存,满足后续冶炼等作业的要求。
- (2) 对尾矿进行脱水处理,可以回收清水,使尾矿便于运输、筑堆坝和满足其他用途。
- (3) 对选矿中间产品进行脱水,便于后续选矿工艺调浆等需要,比如,金精矿氰化之前要进行浓缩脱水,为后续的精矿氰化创造合适的矿浆条件,同时增大药剂浓度,节省药剂,提高效率。
- (4) 脱水还可以减少运输量,节省运费。

脱水包括浓缩、过滤和干燥等作业。前者属于机械脱水,后者属于热力脱水。机械脱水分为两种:一种是液体不动而固体移动,如重力沉降和离心沉降等,该法可以脱去大部分非结合水分,即重力水分;另一种是限制固体运动,而让液体流动,如压滤、筛滤、渗透膜过滤等,该法可以脱去剩余的重力水及一部分毛细管水分。用机械脱水不能脱去的水分,可以用热力方法脱去。脱水方法的选择要从物料性质、基建投资、生产成本和最终产品要求等几方面综合考虑。多数选矿厂在选择脱水流程时都是通过试验测试的结果,综合考虑投资、成本和脱水效果,本着技术先进、可靠、流程简单、易于操作和维护、脱水效率高、产品流失少、回水复用率高、能耗低、占地面积小、无污染或少污染、投资省成本低等多方面因素采用几种方法联合进行。对于粗粒选矿产品多采用一段或两段重力脱水流程,如砂金重选精矿;对于细粒精矿产品,当水分要求低于8%时,采用浓缩、过滤、干燥流程;当允许水分在8%~12%时,可采用浓缩、过滤两段脱水流程;当允许产品含水大于12%时,一般用一段或两段脱水流程;处理物料含泥多时一般采用浓缩、压滤流程。一般贵金属选矿厂的精矿脱水大都是用浓缩、过滤、自然干燥等作业。尾矿一般采用浓缩一段流程,也有采用浓缩、过滤(压滤)流程。

19.2 脱水效率

经脱水设备实际分离出来的沉渣中固体回收率(固体量占給料中固相量的百分数)与滞留率(液体量占給料中液相量的百分数)的差值是衡量设备脱水效果的指标,它要求沉渣中固体含量要高,含水量要低,而溢流中液体含量要大,固体含量要低,即脱水率要高。脱水率 $\eta(\%)$ 也称综合分离效率,可以按下式计算:

$$\eta = [(a-b)(c-a)100] / [a(c-b)(100-a)] 100 \quad (19-1)$$

式中 a ——給料中悬浮液的固体质量分数,%;

b ——溢流的固体质量分数, %;

c ——脱水产品(沉渣)的固体质量分数, %。

该公式适合各种脱水设备,必要时还可以加入沉砂浓度、滤饼水分、单位处理量等。干燥器是考查干燥器的干燥热效率,即蒸发水分所消耗的热量与从热源所获得的热量之比。它是衡量一个干燥过程或干燥设备在热能利用上优劣的一项重要指标。

贵金属选矿厂常用的浓缩设备主要有浓密机和高效浓密机。过滤设备主要有过滤机、陶瓷过滤机和压滤机。

19.3 普通浓缩机和高效浓缩机

19.3.1 普通浓缩机

根据重力沉降原理,利用安装在圆槽底部的旋转耙连续排出沉淀产品的矿浆浓缩设备,叫耙式浓缩机。耙式浓缩机高度不大,但占地面积较大,它动力消耗小,产品浓度高,运行可靠,是应用最普遍的重力浓缩设备。它的给矿固体浓度范围较宽:作为精矿脱水时介于20%~30%;作为尾矿脱水或污水澄清时介于2%~10%;浓缩产品的浓度可达30%~70%。溢流中固体含量在0.1~0.5 g/L以下,添加2%的絮凝剂时,其溢流的固体含量可降低至0.01 g/L以下。

耙式浓缩机按其结构特点可分为单层浓缩机、多层浓缩机和高效浓缩机;按其传动方式又可分为中心传动式和周边传动式。根据耙子和传动机构的支撑方式,中心传动浓缩机又分为桥式和中心柱式两种。常见的几种普通浓缩机结构见图19-1~图19-3。

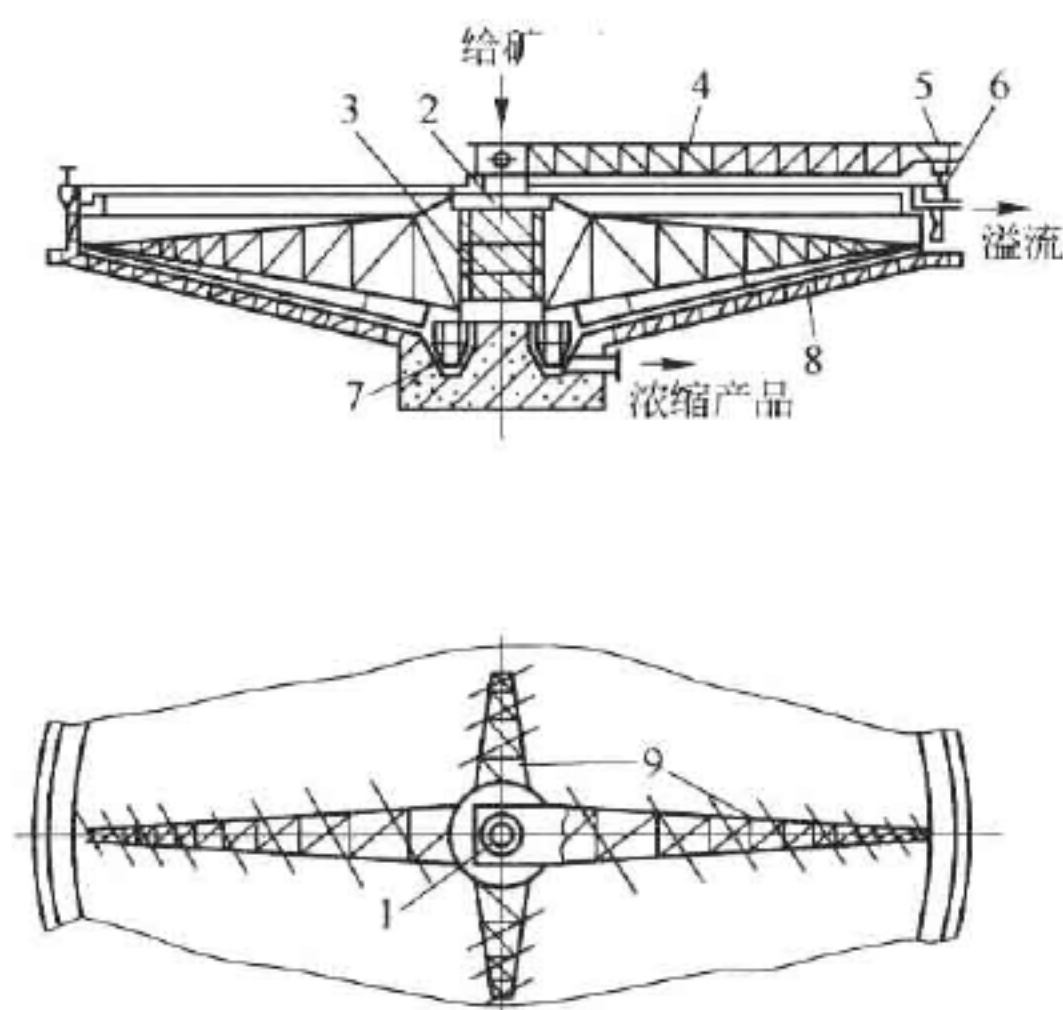


图 19-1 周边传动浓缩机

- 1—给矿口; 2—中心支柱; 3—转笼; 4—行架;
5—驱动小车; 6—环池轨道;
7—排矿沟槽; 8—槽体;
9—耙臂和耙叶

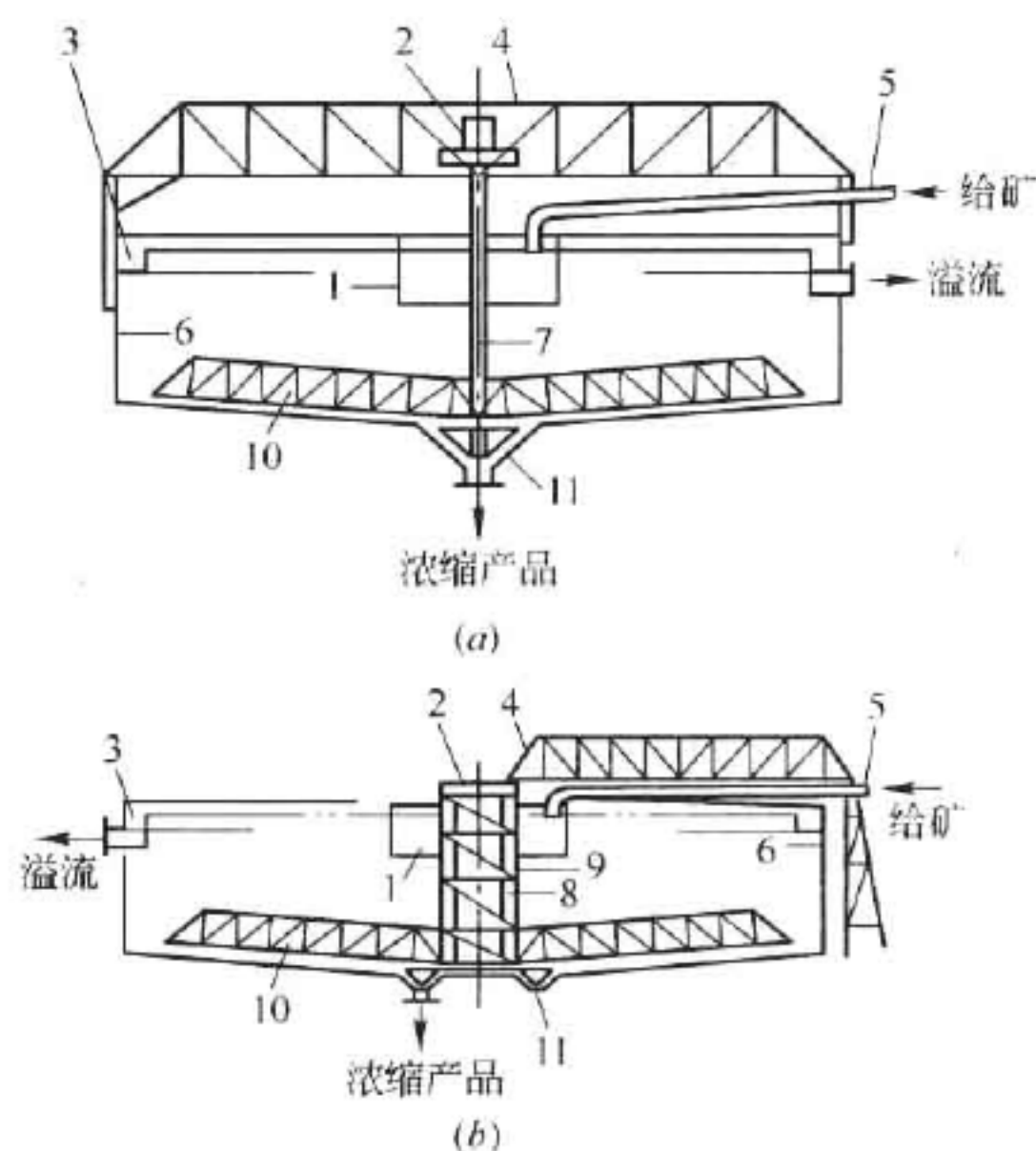


图 19-2 中心传动浓缩机

- (a) 桥式; (b) 中心柱式
1—给矿筒; 2—传动机构和提升装置; 3—溢流槽; 4—桁架;
5—给矿管或槽; 6—槽体; 7—立轴; 8—中心支柱;
9—转笼; 10—耙臂和耙叶; 11—排矿漏斗

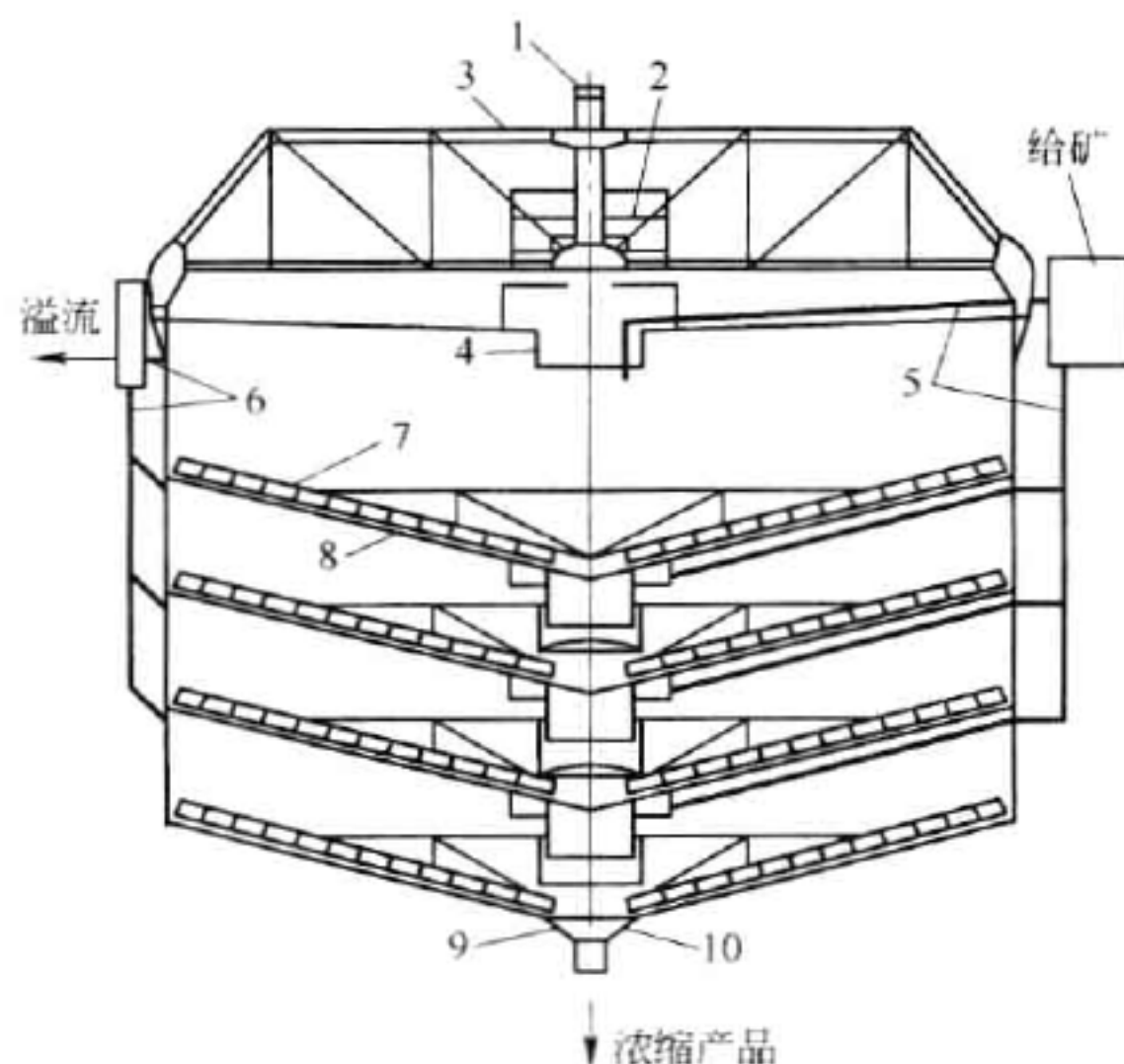


图 19-3 多层浓缩机

1—提升装置；2—传动机构；3—桁架；4—受料管；5—给矿管；6—溢流管；
7—耙臂；8—耙叶；9—排矿漏斗；10—刮板

在选择浓缩机时,既要满足下段作业对精矿含水量的要求,又要严格控制 and 减少随溢流流失的金属量及溢流水的浊度。因此,在浓缩设备的设计选型时,应尽量通过生产性试验或模拟试验来确定浓缩机的有效面积。若无条件进行系统试验,也必须根据矿浆静止试验的有关参数和沉降试验曲线进行计算和选取;只有在准确掌握所浓缩的矿浆特性条件下,才可参照处理类似矿石选矿厂的生产指标进行选取。

贵金属浮选精矿的第一段脱水作业多采用单层机械卸料浓缩机,常用的浓缩机由中心传动式(直径 1.8 ~ 20 m)和周边传动式两种。周边传动式又分为辊轮传动式(直径 15 ~ 30 m)和齿条传动式(直径 15 ~ 53 m)。

浓缩机的规格主要根据给矿量及溢流中最大颗粒或物料集合在水中的沉降速度来确定。所以在选择浓缩机时,必须考虑影响沉降速度的因素,如给矿及排矿的液固比、给矿的粒度组成、矿浆及泡沫的黏度、浮选药剂和絮凝剂的类型、矿浆温度等。

浓缩机的排矿浓度取决于被浓缩物料的密度、黏度、矿物组成及其在浓缩机中停留的时间等。物料密度为 $2.9 \sim 4.5 \text{ t/m}^3$ 的精矿,排矿浓度可达 30% ~ 70%。

浓缩机的计算方法有三种:(1)按单位面积处理量计算;(2)按溢流中最大颗粒的沉降速度计算;(3)用澄清实验分析法计算。下面主要介绍按单位面积处理量计算选择浓缩机。

首先,按浓缩机的单位面积处理量 q ,计算浓缩作业所需浓缩机总面积,即:

$$A = G_d / q$$

式中 A ——需要的浓缩机面积, m^2 ;

G_d ——给入浓缩机的固体量, t/d ;

q ——单位面积处理量, $\text{t}/(\text{m}^2 \cdot \text{d})$ 。

一般根据工业性或模拟试验选取。若无实验数据, q 可参照类似选矿厂的实际指标选取;再无上述资料时,只有参照表 19-1 中数值选取。

表 19-1 浓缩机单位面积处理量 q 值

被浓缩产物名称	$q/t \cdot m^{-2} \cdot d^{-1}$	被浓缩产物名称	$q/t \cdot m^{-2} \cdot d^{-1}$
金精矿	0.6~0.8	铅-铜精矿	0.4~0.5
金铜精矿	0.5~0.6	黄铁矿精矿	1.0~2.0
银精矿	0.5~0.7	硫化铅精矿和铅-铜精矿	0.6~1.0
铜精矿、含铜黄铁矿精矿	0.5~0.8		

注:1. 表内 q 值指给矿粒度 -0.074 mm 占 80%~90% 时的数值,粒度粗时取大值;
2. 排矿浓度对方铅矿、黄铁矿、铜和锌的硫化矿精矿不大于 60%~70%;其他精矿不大于 60%。

在求得浓缩作业所需浓缩机面积之后,再按下式计算浓缩机的直径:

$$D = 1.13A^{0.5} \tag{19-2}$$

式中 D ——所需的浓缩机直径, m ;
 A ——需要的浓缩机面积, m^2 。

19.3.2 高效浓缩机

高效浓缩机是利用矿浆与絮凝剂充分作用并形成絮团的絮凝技术提高浓缩效率的一种耙式浓缩机。絮凝技术的内容包括絮凝剂的选择(类型、分子量、性状)、絮凝剂的溶解与配制以及絮凝剂的添加方式。在合适的絮凝条件下,矿浆与絮凝剂作用,在机体内形成一定高度的沉积层,沉积层上部的絮团比较疏松,随着沉积层的下降,絮团逐步压缩,矿浆浓度提高,从而获得高浓度的浓缩机底流。另一个方面,絮凝层的压缩使水通过絮团间隙上升,形成澄清层,絮凝层与澄清层的界面明显,保证溢流水具有较低的悬浮物含量。高效浓缩机单位处理量所需的浓缩面积仅为普通浓缩机的 10%~25%,其浓缩产品的浓度高达 40%~70%。所以说高效浓缩机并不是单纯的沉降设备,而是结合沉积层过滤特性的一种高效脱水设备。其特点是:

- (1) 添加絮凝剂增大沉降固体颗粒的粒径,从而加速沉降速度;
- (2) 装设倾斜板缩短矿粒沉降距离,增加沉降面积;
- (3) 发挥泥浆沉积浓相层的絮凝、过滤、压缩和提高处理量的作用。

高效浓缩机最早是由美国恩维罗-克利尔(Enviro-Clear)公司于 1970 年研制推出的,随后美国艾姆科(Eimco)公司和道尔-奥利佛(Dorr-Oliver)公司也分别推出艾姆科型和道尔-奥利佛型高效浓缩机,中国的马鞍山矿山研究院于 1984 年和 1988 年分别研制成直径为 3.6 m 和 12 m 的 GX-3.6 型和 GX-12 型高效浓缩机。高效浓缩机在铁矿、铜矿、铀矿、煤矿等选厂得到了广泛应用,直径可达 40 m。

高效浓缩机引入中国的黄金矿山只有 20 年的历史,但它所具有的能耗低、生产能力高、溢流浑浊度低、投资节省、容易实现自动控制的众多优点,使得高效浓缩机在黄金矿山得到了快速的推广和应用。

高效浓缩机是在普通浓缩机的基础上经过简单改进而成,本质上没有太大的区别,美国艾姆科(Eimco)公司高效浓缩机的结构见图 19-4。它在结构上与常规浓缩机主要有如下几点不同:

- (1) 高效浓缩机的给料处增加了一个脱气槽,脱气槽一方面脱出浓缩机给料中的空气,一方面可以缓冲矿浆的波动。

(2) 在高效浓缩机的给料端加设了一个给料竖桶,并在桶下安装有扩散板,这样可以使物料从沉降层界面下水平给入,常规浓缩机是由沉降层上方垂直给料,所以高效浓缩机能避免物料冲击沉降层,从而能够保证粗粒物料向下沉淀,细粒物料被沉降层阻挡而无法上升,沉降层起到了过滤作用。

(3) 高效浓缩机的排料口是一个锥形区,并装有两片旋转刮片,不断清扫排料口,防止过大絮团堵塞排浆管。

(4) 除了以上结构上的改进外,高效浓缩机还有一套完整的絮凝剂添加系统,该系统能自动地把干料和水按一定比例加入混合槽内搅拌,放入储槽并稀释到一定浓度,通过计量泵加入浓缩机。

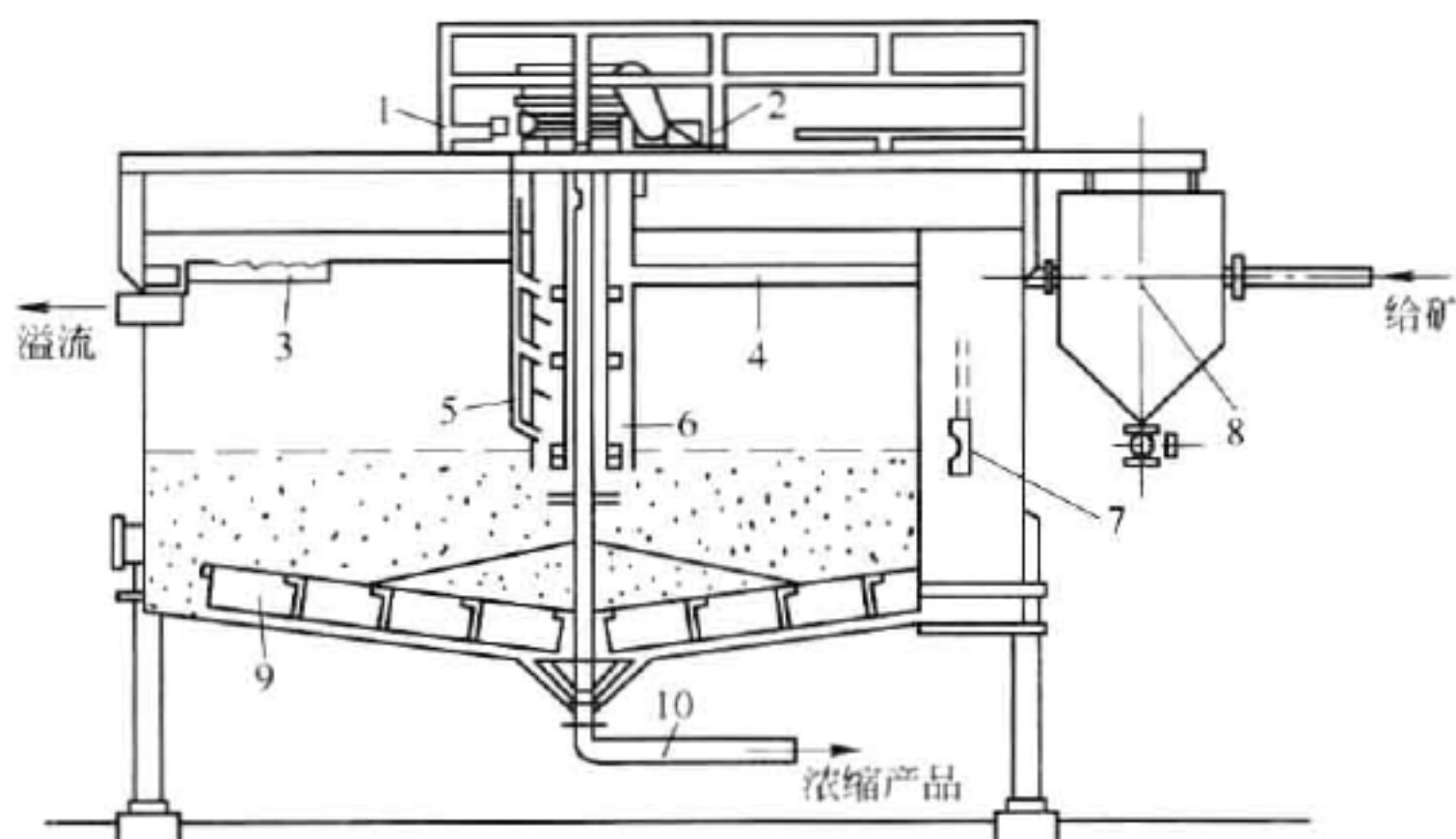


图 19-4 艾姆科型高效浓缩机

1—搅拌装置传动机构; 2—耙子传动机构; 3—溢流槽; 4—水平给矿管; 5—絮凝剂给入管;
6—筒型搅拌装置; 7—液位传动器; 8—排气系统; 9—耙臂; 10—排矿管

另外,高效浓缩机与常规的浓缩机的工作原理有所不同,高效浓缩机的给料要先用石灰乳调节 pH 值到 10~11,再在脱气槽脱除空气,防止空气进入浓缩机形成上升气泡,给入的矿浆在给料管中与絮凝剂作用形成絮凝团,经中心竖筒由扩散板进入浓缩机中,浓缩机的耙子把絮凝成团的大颗粒不断地推到中心排出口,然后通过变频调速泵把它们送到下一个工序。水流的方向正好相反,水向上流动,透过沉泥层上升到清液中,由溢流堰排出。沉泥层是松散的,具有过滤作用,细颗粒在上升过程中被沉泥层过滤而不会随溢流带走。所以说,高效浓缩机具有沉淀和过滤的双重功效,因此,它的效率才能够比常规浓缩机高。

中国黄金矿山自从 1984 年张家口金矿第一个引进使用高效浓缩机后,经过 20 多年的发展,已经有许多黄金矿山使用高效浓缩机。中国使用高效浓缩机主要是做炭浆提金工艺的浸前浓缩和做全泥氰化—锌粉置换工艺中 CCD 流程的三段洗涤设备。使用好高效浓缩机需要控制浓缩机特定的沉泥层高度,沉积层的高度是评价高效浓缩机工作状况的一个重要参数。通过控制沉积层的高度使得浓缩机既具有很高的底流浓度,又不必添加过多的絮凝剂。一般说来,控制沉积层的高度通常从以下几个方面着手:

(1) 选择适宜的絮凝剂添加点和添加量。絮凝剂的添加点至关重要,它影响底流浓度和溢流水的清澈度。絮凝剂最佳添加点要根据实际生产情况确定。絮凝剂的添加量一定要均匀,防止大幅波动,絮凝剂添加量过少,会导致溢流跑浑,底流浓度下降,浓缩机中矿浆被

排空;而絮凝剂添加量过大,浓缩机中会形成很大的絮凝块和凝结沉积层,即“孤岛”,严重时压死耙子。

(2) 保持浓缩机的给矿量相对稳定。给矿量的变化会直接影响絮凝剂的添加,给矿波动太大,必然造成沉积层界面的升高和降低,导致跑浑和排空,造成洗涤不均匀,所以,在操作时要及时了解给矿量的变化,随时调节絮凝剂的添加量,确保合格的底流浓度。有些自动化程度高的企业,可以实现两者的连锁控制。

(3) 给入的矿浆要充分脱气,在高效浓缩机中,空气的影响要比常规浓缩机大。如果脱气不好,当絮凝剂用量过大时就会导致散矿盘部分堵塞,从而造成矿浆和气泡从中心和周边位置上翻,出现液面翻花,使沉泥层界面不清,溢流水中悬浮固体增多,从而导致底流浓度降低。因此,现场操作人员要经常检查脱气槽液面高度,同时注意是否有空气进入。

(4) 控制适宜的堆积量,堆积量应该为给入量与排出量之差。堆积量不宜过多,否则容易产生,诸如矿浆随溢流离开浓缩机,底流浓度太大,用泵难以打出,在浓缩机内产生孤岛,浓缩机底流浓度接近给矿浓度,浓缩机过负荷,驱动装置将受控制而停车。要通过调节给矿量和絮凝剂量来保持适宜的堆积量。

(5) 定期升降耙子高度,消除或减轻“板结”现象,浓缩机长期连续运行,有时会出现底流浓度突然降低的现象,这就是由于原来的沉泥层在浓缩机中停留时间过长,产生“板结”现象,“板结”现象会使浓缩机沉积层的“过滤沉降”功能遭到破坏,导致浓缩过程难以正常进行。通过定期升降耙子高度,可消除“板结”现象,还可以防止某些矿石在浓缩机中形成“孤岛”,改善浓缩效果。

(6) 保持给料速度和絮凝剂添加量的均匀稳定,保持较低的沉积层界面对浓缩效果有利。

高效浓缩机在中国黄金矿山的应用始于1984年,当时张家口金矿进行浮选改造成炭浆工艺时从美国引进了1台 Enviro-Clear 型高效浓缩机,作为炭浆提金工艺的浸前浓缩设备,该浓缩机直径为5.18 m,高2.13 m,沉降面积 21.06 m^2 ,耙子由3.73 kW 液压可调速装置驱动,耙子提升装置由560 kW 电机带动蜗轮蜗杆传动。耙子转速可调,正常情况下为0.8 r/min。浓缩机底流排出速度通过浮球式料位计自动调整瓦尔曼变速泵来控制,耙子位置由安装在液压系统中的扭矩测量装置自动控制,耙子升降范围是305 mm。絮凝剂选用哈尔滨技术物理研究所提供的部分水解型聚丙烯酰胺,添加量由手动控制。干絮凝剂先配制成质量分数0.3%,添加前稀释到0.03%。浓缩机处理能力为18.75 t/h,给料为85%~95% -0.074 mm 的细磨氧化矿石。该设备在张家口金矿使用20多年来,效果明显。张家口金矿生产规模为500 t/d,如果使用常规浓缩机,需用2台直径18 m 浓缩机,直径5.18 m 的高效浓缩机按沉降面积算只相当于常规浓缩机的4%,就是说,高效浓缩机是常规浓缩机的25倍,所以高效浓缩机效率高。另一方面,高效浓缩机能耗较低,由于高效浓缩机沉降面积小,所以它消耗的动力也小,作用相当于2台直径18 m 浓缩机(驱动功率为11 kW)。其耙子的驱动功率只有3.73 kW,每年可节省大量电费。除此之外,高效浓缩机占地面积小,基建费用低,投资少,便于管理,容易制造。

自高效浓缩机在张家口金矿取得成功后,中国的许多新建矿山纷纷开始选用高效浓缩机。山东仓上金矿在全泥氰化-锌粉置换工艺 CCD 流程三段洗涤设备也采用了一台 GX-T-9 型直径9 m 的高效浓缩机。该台设备高3.28 m,沉降面积 63.62 m^2 ,耙子由5.5 kW 固

定转速电机驱动,耙子提升由 2.2 kW 电机带动蜗轮蜗杆,耙子转速 0.427 r/min,耙子提升范围 300 mm。絮凝剂由淄川兴隆环保化工厂提供的聚丙烯酰胺干粉,干粉先配成质量分数 0.44%,添加前稀释到 0.06%。给矿浓度 15% ~ 20%,给料粒度 70% ~ 80% - 0.074 mm,处理能力 23.79 t/h。

山东仓上金矿在刚投产时也出现了一些问题,溢流跑浑,底流排放浓度低(只有 36%),絮凝剂用量大(140 g/t),耙子不能正常起落,处理量只有 300 t/d,洗涤率低于 80%。针对这些问题,仓上金矿进行了一系列改进,将耙子拉杆从给矿竖筒移到扩散板下面,给矿管放到溢流堰下,直接与给矿竖筒连接,从而防止从给矿管中带入空气而破坏沉泥层。将给矿竖筒直径加大到 750 mm,以减缓矿浆絮凝后的沉降速度,把提耙电机更换为 2.2 kW 8 级电机,把脱气槽的直径加大到 2000 mm,采取三次脱气,消除矿浆外流,改善了脱气效果,并且把给矿管直径、中心筒、放矿喇叭口、放矿间隙都加大,中心筒变为固定。通过以上改进后,高效浓缩机的性能得到极大改善,矿石处理能力提高到 450 t/d,排矿浓度上升到 50% 以上,絮凝剂用量下降到 90 g/t,溢流不再跑浑,悬浮物含量低于 100×10^{-6} ,洗涤率上升到 94%,氰化总回收率也达到了 84% 以上。通过采用高效浓缩机,大大节约了基建费用和运行成本。

19.4 过滤机

贵金属选矿产品常用的过滤机为真空过滤机。近年来,为解决粒度细、黏度大的精矿脱水问题,陶瓷过滤机得到了推广应用。

真空过滤机按照结构特点和操作条件分为三种类型:筒型过滤机(包括内滤式、外滤式、折带式)、圆盘真空过滤机和平面真空过滤机。

筒型内滤式真空过滤机主要过滤粒度较粗、产品密度大、沉降速度快的物料。筒型外滤式真空过滤机(包括折带式)在选矿厂中主要用于过滤粒度细、要求产品含水低的有色金属和非金属。外滤式真空过滤机的缺点是设备笨重,更换滤布困难。

真空陶瓷过滤机利用陶瓷板上的微孔产生毛细作用,液体在外力条件下自动进入陶瓷板的孔道中,在真空泵产生的负压作用下,液体被连续排出成为滤液,而气体及固体颗粒被阻挡在陶瓷板表面为滤饼,从而实现了固体与液体的分离。真空陶瓷过滤机现已广泛应用于黑色、有色及贵金属矿山用于实现产品的固液分离。

以滤液泵或压缩空气产生的压力为过滤推动力的过滤设备,叫压滤机。压滤机的过滤压差通常可达 0.5 MPa,甚至更高,而真空过滤机的过滤压差还不到 0.1 MPa,有些压滤机还设置了滤饼压榨、滤饼吹干或滤饼清洗等设施,所以压滤机适宜过滤微细颗粒组成的黏性大难过滤的滤浆,可以获得含水分很低的滤饼。压滤机按操作特点和结构方式可分为三类:间歇式压滤机,包括凹板式、板框式、微孔管式和滤叶式等;自动压滤机,包括立式和卧式压滤机;连续压滤机,包括带式、旋叶式、盘式和 KDF 式压滤机。间歇式压滤机结构简单,价格低,但手工操作,劳动强度大、生产能力低,已逐步被自动操作、生产能力大的自动板框和连续压滤机所取代。

压滤机的压滤过程,除带式 and 旋叶式连续压滤机外,都是周期性作业,每一个周期要一次完成以下作业:滤饼形成、滤饼压榨、滤饼吹干、滤饼清洗、滤饼排卸等。

自动压滤机出现于 20 世纪 50 年代,是在手动板框压滤机和凹板式压滤机的基础上逐步改进,实现全自动作业。自动压滤机的性能远优于手动压滤机,它的适用范围很广,广泛

应用于冶金、煤炭、石油、化工、医药、水处理和环保等领域。尤其是在贵金属锌粉置换工艺中必不可少。自动压滤机的种类较多,每种都有压紧装置、滤室、滤板、拉板机构、卸饼机构和洗布机构。滤板沿水平方向排列,过滤面与水平方向垂直的,称为卧式或水平式,滤板沿竖直方向排列、水平放置的称为立式或垂直式。

自动压滤机周期性地工作进行,分为固—液分离过程和辅助过程。固—液分离过程是间歇的,通常分三步:压滤、压榨、吹干。在滤饼需要洗涤时,洗涤前可进行一次压榨,洗涤后进行二次压榨;压滤—一次压榨、洗涤—二次压榨、吹干。分离过程时间的长短取决于物料性质和浓度、对滤饼水分的要求、工作压力和滤布品种等因素。辅助过程包括压紧滤板、拉开滤板、卸除滤饼和清洗滤布等,清洗滤布可间隔一定周期,辅助过程的时间长短取决于机型。

自动压滤机的特点是固—液分离是间歇地、反复循环进行的,悬浮液、压缩空气、洗涤液、洗布水等均由阀门控制通断,主机各机构的动作及相关辅助设施的运作均按程序自动控制。自动压滤机的操作应该由熟练工人进行,在出现故障自动停机时需要操作人员仔细检查各个机构和附件是否有故障,要及时排除故障,发现滤布等破损要及时更换。

选矿厂取样及选矿厂试验

20.1 选矿厂取样

20.1.1 取样的目的与种类

在选矿厂生产中取样有两个目的。一个目的是为了及时了解选矿生产情况,对选矿过程进行取样检查。这方面的取样包括化学分析样:化验原矿品位、精矿品位、尾矿品位、精矿杂质含量等;水分样:测定原矿、精矿、尾矿水分,便于计算日处理原矿量及生产的精矿量并控制精矿水分不超标;原矿筛析及浓度样:测定磨矿产品粒度、浓度,并进行调节,确保磨矿产品的粒度、浓度符合生产要求。

选矿厂取样的另一个目的就是进行选矿试验,包括供选矿厂自己的实验室试验和委托外单位科研院所所进行的选矿试验。对外委托试验一般根据委托方的要求进行取样,可以是在井下由采矿和地质人员一起取样,也可以是在选矿厂取样试验。具体取样方法应该与试验目的相结合,由委托方与选矿技术人员讨论决定。选矿厂自己实验室试验所需要的矿样,应该由选矿厂实验室人员与选矿生产人员一起讨论取样。选矿厂一般都建立有自己的小型试验室。在选矿生产中,有时候需要进行磨矿细度、药剂种类和用量等进行考察试验,以使选矿工艺条件适应矿石性质的变化,提高生产指标。这部分试验用矿石的取样应该由选矿厂的技术人员自己进行。选矿厂取样是一项很重要、经常进行的工作。

选矿厂取样一般有静止料堆取样和流动物料取样两种。静止料堆又分块状料堆的取样,如原矿堆和废石堆取样、细磨物料料堆的取样、尾矿库取样;流动物料取样包括抽车取样、皮带运输机取样和矿浆取样等。针对不同的物料要采取不同的取样方法,但都必须保证取样的合理性和代表性。

20.1.2 取样的要求和方法

选矿厂取样和配制是一个极其重要的工作,无论是流程考查取样,还是选矿试验取样,其取样的正确与否将直接影响矿样的代表性,从而影响流程考查的结果或试验结果的代表性。尤其是贵金属选矿的取样,有时候,取自同样一堆矿石,可能两个矿样的化验结果相差很大。贵金属矿石本身品位很低,矿石中贵金属矿物与脉石矿物密度差别巨大,在取样、制样的过程中就容易因为矿样不均匀、矿物之间的离析现象或代表性不足而引起结果差异,导致得到的结论大相径庭。所以,选矿厂在取样时对代表性、矿样个数、矿样的粒度、矿样的质量、取样点的布置以及矿样的混匀等都有严格要求。

20.1.2.1 取样的代表性

对于进行流程考查的矿样的获取,一定要保证所取的矿样是代表该作业,在该时段全部矿样的一部分,如分级机溢流或浮选最后一个槽的尾矿样,一定要保证整个截面矿样都取到,不能只取上部或下部,要均匀截取该时段的全部矿样。同样,对其他作业点的取样也一样要保证代表性。

对于进行选矿试验的取样来说,矿样的代表性应该表现在所取的矿样应该是充分代表整个矿体的矿样,或者代表今后若干年选矿要处理的矿样。矿样要代表矿体内各种类型和各种品级的矿石。对不同类型矿石组成的矿体要分别采样,保证所取矿样在矿物组成、化学成分、结构构造、有用矿物的粒度和嵌布特征、伴生有益有害成分及可供综合回收成分的分布与赋存状态等方面要与矿体情况一致。矿样的物理机械性能和化学性质(密度、硬度与可磨度、松散性、抗压强度、黏性、含泥量、悬浮液的 pH 值、氧化程度等)应与选矿厂将要处理的矿石一致;矿样主要组分的平均品位、品位波动情况等应该与矿体或将处理的矿石情况一致;从矿体顶底板围岩和夹石中采取的矿岩种类、成分和比例与选矿厂将要处理的矿石一致。

20.1.2.2 矿样数量

矿样的数量要综合考虑以下因素:所取矿样量比较大时,应该根据矿石开采的先后顺序、开采年限和矿石储量等因素分期采取;应从矿体内部不同矿体、矿段分别采取;不同品级和工业品级的矿石,在物质组分相差较大时,应按矿石的不同类型和工业品级分别采样;不同类型和工业品级的矿石,在其主要组分的平均品位以及伴生有益有害成分的含量差别较大时,应根据其品位变化特征,结合开采区段分别采取;当有可供综合回收的有价元素时,应该考虑所取的矿样能否可以进行试验以综合回收这些有价元素;应采取一定数量的顶底板围岩和夹石,按采矿比例进行混合,满足试验要求;在选矿厂内部取样时,如从分矿仓或磨机給料皮带上,应该考虑足够时间段内的矿石样,分别均匀截取。

20.1.2.3 矿样的粒度

矿样的粒度应该根据取样的目的进行考虑,如果是流程考查取样,就按实际生产过程中选矿作业所生产的矿石粒度采取;如果是进行大型选矿试验,半工业试验或工业试验,就根据采矿方法和选矿厂实际生产矿石的粒度采取;如果是选矿厂实验室做探索试验,就直接在选矿厂相应作业处采取;如果是委托外单位进行试验,一般由试验单位提出要求采取。

20.1.2.4 矿样质量

试验需要的矿样质量,主要取决于矿石类型和性质、试验类型、试验的规模和深度、选矿方法和工艺流程的复杂程度、试验设备的规格和能力、试验运转时间等。一般委托外单位试验的矿样质量应该由外单位要求确定。

20.1.2.5 取样点的布置

取样点的正确布置是保证矿样具有代表性的关键,取样人员应该综合考虑取样目的、矿石性质的复杂程度、矿山开采和选矿试验对矿样的代表性、个数、粒度、质量等的具体要求,合理确定取样点。一般来说,在布置采样点时,应该将采样点尽量分布于矿体各部位,不能过于集中,沿矿体走向的两端和中间、深部和浅部、储量集中的矿段等都要布点;考虑所取矿样要代表不同的矿石类型、不同品级等方面的代表性;取样点的数量尽可能多些;充分利用勘探工程和

采矿工程,布置合适的取样点;矿体的顶、底板围岩也要考虑周到;此外,还要考虑施工条件和运输条件。总之,选矿取样一定要充分考虑代表性,否则取出的样就失去意义。

20.1.2.6 配样计算

配样计算是取样工作的一个重要内容。通过配样计算确定取样点和各取样点取样质量的分配。配样计算有反复增减计算和优化配样计算两种方法。一般常用反复增减计算法。该方法的步骤一般包括:

(1) 确定取样的个数。

(2) 确定要取的矿样质量,综合考虑试验要求、装运损失、加工化验消耗及配样要求等因素,确定要取矿样的质量。对于可选性试验一般不少于试验矿样质量的两倍。对于实验室流程试验,一般按公式:

$$Q = kd^2$$

式中 Q ——矿样的最小质量,kg;

d ——矿样中最大颗粒粒径,mm;

k ——矿石性质系数。

k 值与矿石的种类、有用矿物含量、嵌布粒度等有关,对于贵金属矿石一般取 0.1 ~ 1.0,黄金矿石一般粗颗粒取大值,小颗粒取小值,如大于 0.6 mm 的黄金矿石取 0.8 ~ 1.0,小于 0.6 mm 时取 0.4,而小于 0.1 mm 时取 0.2。对于实验室扩大试验,所取矿样至少不小于试验矿样质量的 1.2 倍。对于半工业和工业试验,所取矿样不应少于试验矿样质量的 1.2 倍。

(3) 确定取样需要控制的因素。根据同一矿样内各种矿石的工业品级、矿石类型、结构构造、嵌布粒度及特征、主要组分的平均品位及品位波动特性、伴生组分含量及分布等特征,预测它们可能对选矿试验产生的影响,从而归纳出需要控制的因素,以确定所需要的矿样质量。

(4) 按取样控制因素统计各类矿石不同品位区间所占储量的比例,计算各取样点需要分配的矿样质量。

(5) 调整矿样主要组分平均品位,根据反复增减计算的方法确定各取样点矿样的质量分配比例,直到矿样中主要组分的平均品位符合取样要求为止。

(6) 调整矿样伴生组分的平均品位,根据上述步骤确定的各个取样点取样质量组成,再根据各取样点伴生元素的品位,用加权法计算全部伴生元素组分的平均品位,适当调整各取样点的质量,以保证在主组分平均品位符合要求的情况下,伴生组分的平均品位接近取样的要求。

(7) 在取样过程中,若各个取样点采出的矿样的实际品位与预计配样的品位差别较大,在反复调整仍不能满足要求的情况下,应该对差别较大的点重新补样。在采样时,允许采出的矿样与整个矿体的地质品位有一定的偏差,通常情况下,对主要组分允许有负偏差。对主要有害组分允许有正偏差,对伴生组分,可适当放宽偏差范围。

20.1.2.7 采样施工

在采样施工中一定要注意保证使实际的采样位置与预计布置的位置一致。矿样按程序加工处理后,缩分后的矿样的质量必须大于计算矿样量。最终缩分出来的矿样要进行品位验证和调整,检查所取得的矿样与预计的矿样的品位是否一致,如果不一致,应该进行调整。矿样在包装运输时应该将不同的矿样分别包装、运输,包装要密封、结实、防漏、防潮、便于搬运,编号登记要清楚。剩余的矿样要登记,妥善堆存,以便日后核实。

20.1.2.8 取样说明书的编写

说明书内容包括:编制单位;试验目的和对矿样的要求;矿体地质特征及矿石性质简述;矿体开采技术条件简述;采样施工方法的确定和取样点布置的原则;矿样加工流程和加工质量;配样计算结果;矿样代表性的评价;矿样的包装说明,同时附加适当比例的采样点分布平面、立面图。

20.2 选矿厂实验与选矿实验室

随着现代科学技术的发展,选矿技术也有了长足的进步。尽管如此,人们对选矿理论方面的认识仍然大大落后于选矿实践,对浮选来说更是如此。这种现状也从一个侧面反映出试验工作在选矿生产实践中的重要地位。所有选矿实践活动均离不开选矿试验工作的高效、持续地支持。因此,各种规模的选矿厂都要设置相应规模的选矿实验室。近年来,随着原材料成本特别是能源成本的大幅度持续上升,原矿资源的日益枯竭与贫化,以及对环境保护的更高要求,现代选矿厂普遍面临着较以往更为严峻的挑战。不断改进现有工艺和研发新工艺也就自然而然地成为选矿实验室的基本任务,选矿试验在选矿厂生产实践中所起的作用也将更为突出。

20.2.1 选矿厂实验室的任务

选矿厂试验室在选矿厂日常生产中具有相当重要的作用。选矿厂实验室的基本任务是根据生产过程中矿石性质的变化提供合理的操作条件、改进选矿工艺和解决生产中存在的问题,并进行新技术、新工艺、新药剂及综合回收等试验研究工作。具体任务有:

- (1) 根据矿山的开采计划,分析各个时期入选矿石性质可能的变化情况,及时研究矿石的可选性,为生产提供合理的技术操作条件;
- (2) 定期和不定期考查生产工艺流程,积累生产资料,统计、分析各项生产技术指标,提出改进工艺的措施,使各项生产指标达到最佳水平;
- (3) 及时掌握选矿技术的新信息,研究新工艺,不断改善和革新选矿工艺流程;
- (4) 研制和推广使用新设备、新药剂、新材料;
- (5) 调查分析矿石中伴生元素的赋存状态,开展综合利用研究;
- (6) 开展环境保护和“三废”治理、利用的试验研究。

20.2.2 选矿实验的分类

选矿实验按实验规模、深度、广度及模拟生产程度可以分为如下几类:

- (1) 可选性实验;
- (2) 实验室流程实验,亦称为小型实验;
- (3) 实验室扩大连续实验,亦称为连续实验;
- (4) 半工业实验(包括单机实验);
- (5) 工业实验。

20.2.3 选矿实验室的规模及装备

一般来说,选矿实验室的规模和装备水平应与其担负的任务相适应,其中相当程度上与

企业的规模、经济状况和发展战略有关。但无论从何种角度来看,选矿实验室的适当超前发展,对企业的生产与发展是极为有利的,尤其对处理贫、细、杂难选矿石的选矿厂更是如此。

选矿实验室可分为大型、中型和小型三种规模。实验室的类型按其功能可分为:样品制备与加工实验室(包括取样,缩分,破碎,研磨,烘干,过滤等);选矿工艺实验室(如重选,浮选,磁选,电选)等。也需要配备一些基本的测试分析实验室,如岩矿鉴定、粒度与成分分析等实验室。对贵金属选矿厂而言,还要包括一些基本的冶金工艺实验室,如浸出,火法冶金等。虽然不可能为所有的矿山实验室提供一满足各种要求的装备清单,但对一个装备良好的实验室来说,表 20-1 列出的装备(包括浮选)可视为基本装备。

表 20-1 各种类型实验室装备表

规模	实验室类型	碎矿	磨矿	岩矿鉴定		选 矿					粒度分析		样品加工			
				制片	鉴定	重选	浮选	微型连选	干式磁选	湿式磁选	筛析	水析	过滤	烘干	缩分	研磨
大型	浮 选	○	○	○	○		○	○			○	○	○	○	○	○
	重选、浮选、磁选	○	○	○	○	○	○	○	○	○	○	○	○	○	○	○
	重选、浮选	○	○	○	○	○	○	○			○	○	○	○	○	○
	浮选、磁选	○	○	○	○		○	○		○	○	○	○	○	○	○
中型	浮 选	○	○		○		○	○			○	○	○	○	○	○
	重选、浮选、磁选	○	○		○	○	○	○	○	○	○	○	○	○	○	○
	重选、浮选	○	○		○	○	○	○			○	○	○	○	○	○
	浮选、磁选	○	○		○		○	○		○	○	○	○	○	○	○
小型	浮 选	○	○		○		○	○			○	○	○	○	○	○
	重选、浮选、磁选	○	○		○	○	○	○	○	○	○	○	○	○	○	○
	重选、浮选	○	○		○	○	○	○			○	○	○	○	○	○
	浮选、磁选	○	○		○		○	○		○	○	○	○	○	○	○

注:○表示配备。

20.2.4 实验室常用设备

选矿厂实验室常用设备有:

(1) 破碎与制样设备。实验室常用的破碎设备是颚式破碎机。其破碎后的产品再用对辊式破碎机,圆盘粉碎机进一步破碎。也可选用小型圆锥破碎机。它的特点是破碎比比较大,生产能力强,产品粒度也较颚式破碎机更细些。与破碎设备配套使用的则是各种筛分设备。分样多是采用环锥法人工分样。这种分样方式劳动强度大,环境恶劣。目前,市场上已有部分这类分样机械出现。

制样设备主要有粉磨机及研样机等,如做无损测试,如 XRF 分析,则还需要压片机。

(2) 磨矿设备。磨矿设备一般采用锥形球磨机或圆筒型球磨机、棒磨机。一般来说,棒磨机产品粒度更均匀些,因而更适合于重选试验使用。

(3) 岩矿鉴定。岩矿鉴定样品一般需要经过切片,磨片,抛光后用显微镜观察。对已粉碎的选别产品,则需要粘合在一起后再经磨片、抛光处理。

续表 20-2

序号	设备名称、型号规格	单位	大型实验室				中型实验室				小型实验室			
			A	B	C	D	A	B	C	D	A	B	C	D
25	搅拌槽 XJT 型 $\phi 500 \times 1000$ ②	台												
26	单槽浮选机 XFD-63 型 8L	台	1	1	1	1								
27	单槽浮选机 XFD-63 型 3L	台	4	4	4	4	2	2	2	2	1	1	1	1
28	单槽浮选机 XFD-63 型 1.5L	台	2	2	2	2	1	1	1	1				
29	单槽浮选机 XFD-63 型 1L	台	1	1	1	1								
30	单槽浮选机 XFD-63 型 0.75L	台	1	1	1	1								
31	单槽浮选机 XFD-63 型 0.5L	台	1	1	1	1								
32	挂槽浮选机 XFG-63 型 5 ~ 35g	套	1	1	1	1								
33	微型连续浮选机 XFLB 型	套	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1
34	磁选管 XCGS $\phi 50$	台		1		1		1		1		1		1
35	鼓型湿式磁选机 XCSG-72 型 $\phi 400 \times 300$	台		1		1		1		1		1		1
36	磁力脱水槽 XCTS- $\phi 300$	台		1		1		1		1		1		1
37	湿式平环强磁选机 XCQS-72 型 $\phi 320$	台		1		1		1		1		1		1
38	对极干式强磁选机 XCQG-72 型 $50 + 50 \times 230$	台		1				1						
39	单辊双感应强磁选机 XCQG-72 型 $30 + 30 \times 120$ ②	台												
40	高压静电选矿机 XDJ-74 型 300×300	台	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1
41	电热鼓风干燥箱 DF-303 型 800×800	台	3	3	3	3	2	2	2	2	1	1	1	1
42	电热板 S. C404 型 450×600	块	3	3	3	3	2	2	2	2				
43	盘式真空过滤机 XTL 型 $\phi 200$	台	2	2	2	2	1	1	1	1	1	1	1	1
44	小型高压空气压滤机 WH-Ⅱ型 $\phi 200, 6L$ ①	台	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1
45	三头研磨机 XPM-73 型 $\phi 120 \times 3$	台	1	1	1	1	1	1	1	1				
46	湿式分样机 XSHF ₂ -3 型	台	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1
47	(干式)标准筛振筛机 XSB-70 型 $\phi 200$	台	2	2	2	2	1	1	1	1	1	1	1	1
48	(湿式)标准筛振筛机 WH-Ⅲ型 $\phi 200$ (6 联装)①	台	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1
49	全自动磨矿细度检测仪 WH-Ⅱ型①	套	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1
50	连续水析器	套	1	2	2	1	1	1	1	1	1	1	1	1
51	切片机 XQP-66 型 $\phi 400$	台	1	1	1	1								
52	单盘磨片机 XJMP- $\phi 250$	台	1	1	1	1								
53	抛光机 XPD $\phi 400$	台	1	1	1	1								
54	嵌样机 XJQY-5t	台	1	1	1	1								
55	折反射显微镜 XZF-1 型	台	1	1	1	1								
56	中级偏光显微镜 XPB-1 型	台	1	1	1	1								
57	高倍体视显微镜 XTB-01 型	台	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1
58	生物显微镜 2XA 型	台	1	1	1	1	1	1	1	1				
59	摄影装置 ZX-1 型, XJ-16 配套	台	1	1	1	1								

续表 20-2

序号	设备名称、型号规格	单位	大型实验室				中型实验室				小型实验室			
			A	B	C	D	A	B	C	D	A	B	C	D
60	分析天平(感量 1 mg)TG628 型	台	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1
61	托皿天平 5000 g	台	1	1	1	1	1	1	1	1				
62	托皿天平 2000 g	台	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1
63	托皿天平 1000 g	台	3	3	3	3	2	2	2	2	1	1	1	1
64	托皿天平 500 g	台	3	3	3	3	1	1	1	1	1	1	1	1
65	托皿天平 100 g	台	2	2	2	2	1	1	1	1	1	1	1	1
66	台秤 200 kg	台	1	1	1	1								
67	台秤 50 kg	台	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1
68	水力旋流器 XNX-φ25	台		2	2									
69	水力旋流器 XNX-φ50	台		2	2									
70	立式砂泵 XBSL-φ25	台		2	2									
71	立式砂泵 XBSL-φ19	台		2	2									
72	立式砂泵 XBSL-φ13	台		2	2									
73	电动单梁悬挂起重机 DDXQ 型, $Q=1\text{ t}$, $L_k=9\text{ m}$	台	1	1	1	1								
74	台式钻床 Z512-2	台	1	1	1	1								
75	台式砂轮机 S3ST-150	台	1	1	1	1								
76	焊接变压器 BXI-330	台	1	1	1	1								
77	台 钳	台	2	2	2	2								
78	计 算 器	个	7	7	7	7	4	4	4	4	3	3	3	3
79	秒 表	块	10	10	10	10	5	5	5	5	2	2	2	2
80	马蹄形磁铁	块		2		2		2		2		2		2
81	条形磁铁	块		2		2		2		2		2		2
82	倾 斜 仪	个	1	1	1	1	1	1	1	1				
83	转 速 表	个	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1
84	标准套筛 φ200	套	3	3	3	3	2	2	2	2	1	1	1	1
85	浓度计 NDC-80 型	台	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1
86	高 斯 计	台		1		1		1		1		1		1
87	pH 计	台	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1
88	工作台 2400 × 1200 × 800	张	4	5	5	4	2	2	3	3	1	1	1	1
89	工作台 2000 × 800 × 800	张	12	13	12	13	8	9	8	9	6	6	6	6
90	办公桌 1200 × 600 × 800	张	14	14	14	14	7	7	7	7	6	6	6	6
91	格架 1500 × 500 × 1800	个	15	19	18	16	8	10	9	9	4	4	4	4
92	贮存柜 1500 × 600 × 1800	个	9	9	9	9	5	5	5	5	4	4	4	4
93	样品柜 120 × 500 × 2000	个	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2
94	文具资料柜 1500 × 500 × 1800	个	6	6	6	6	2	2	2	2	2	2	2	2

续表 20-2

序号	设备名称、型号规格	单位	大型实验室				中型实验室				小型实验室			
			A	B	C	D	A	B	C	D	A	B	C	D
95	样品缩分工作台	张					1	1	1	1	1	1	1	1
	3700 × 1000 × 800	张												
	5000 × 1000 × 800 ^②	张	1	1	1	1								
	6500 × 1000 × 800	张												
96	长桌 2000 × 1600 × 800 ^②	张												
97	计 算 机	台	5	5	5	5	4	4	4	4	3	3	3	3

注：A、B、C、D 分别代表单一浮选实验室，重选、浮选、磁选联合实验室，重选、浮选实验室和浮选、磁选实验室。
①由武汉工程大学研制。②仅限大型中心实验室配备。

选矿厂流程考查

贵金属选矿厂或氰化厂投入生产以后,要定期或不定期地对工艺流程的现状,即技术条件、工艺指标、生产原料、产品和中间产品的数量和质量、设备工作状态等,做局部的或全部的调查过程就是工艺流程考查。

21.1 流程考查的目的

选矿厂流程考查的主要目的,是探讨流程中存在的主要问题,考核设备的生产能力。为最大限度地综合回收有用矿物,生产优质精矿,并不断提高金属回收率和各项技术经济指标,降低原材料消耗和生产成本,提高企业的经济效益提供技术依据。

根据需要,流程考查可以分为全厂、某工段或某机组的考查。正常情况下,全厂的流程考查可以一年进行一次,局部的流程考查则根据实际需要而定。

通过流程考查:

(1) 了解全厂或各工序、各作业、各机组的生产现状和存在的问题,并对现行的工艺流程进行分析和评价。

(2) 深入了解流程内部结构,如在三层浓密机的逆流洗涤中,通过对每层洗水量,溢流和底流的水量分配,已溶金分配等数据的测定和计算,了解各层的洗涤效果。

(3) 为制订和修改工艺流程、技术条件和操作规程提供依据。

(4) 为总结各生产作业的设计和生產经验提供资料。

(5) 查明生产中出现的异常情况和发现生产过程中的薄弱环节及其产生的原因,以便研究提出改进的措施。

21.2 流程考查的工作内容

考查目的不同,考查内容也不尽相同。对于全厂性的流程考查,一般包括以下内容:

(1) 原矿的性质:包括被处理矿石的矿物组成和结构、化学组成、粒度组成、含水量、含泥量、矿物的嵌布特性、硬度、可磨度、相对密度等。

(2) 对各工序、各作业、各机组的设备技术特性、生产率、技术条件和生产中每个产品的数量(包括矿量、水量、金属量)、质量(包括品位、粒度、浓度、金属分布率等)、选别过程的主要条件(入选矿石粒度、选别作业的矿浆浓度、矿浆酸碱度、选别作业时间、药剂用量、药剂浓度、分离介质的密度等)进行系统的调查分析。

(3) 对工艺过程进行分析、计算、编制数质量流程图和矿浆流程图。

(4) 检查某些辅助设备的工作情况以及对整个工艺过程的影响。

(5) 了解有用成分的总回收率、各作业回收率、产品中各粒级金属分布率和出厂产品的质量情况。

(6) 检查有用矿物的金属损失情况,金属在某些作业和设备中的富集和积累情况。这一点对于贵金属矿石更为重要。

(7) 检查实际生产中技术操作条件执行的情况。

(8) 通过流程考查,掌握其他各项技术经济指标的实际完成情况(如各作业的成本、材料消耗、劳动生产率等)。

21.3 流程考查的步骤和方法

为了使流程考查能够顺利地进行并取得较好的效果,在考查前要做好充分的准备工作,流程考查一般按下列步骤及方法进行。

21.3.1 原始资料的准备

在流程考查前首先要收集的有关资料有:建厂时的试验报告、设计资料、矿石的岩矿鉴定报告、有关设备的规格和技术性能、技术操作规程、以前生产的原始资料、出厂产品的质量标准及价格、国家对环境保护的政策、标准等资料。

21.3.2 编制取样流程图和确定取样点

(1) 按现行工艺流程编制流程图,对流程图中的各作业、各产物进行统一编号。

(2) 根据需要确定必要而足够的取样点和样品种类。例如,氰化厂应测定和采样的种类有矿量、水量、风量、药剂用量、化学分析样、粒度样、浓度样、水分样、矿浆酸碱度样、液体混浊度样、密度测定样等。其中化学分析样品又分为固体品位样、液体品位样、杂质含量样,溶液药剂浓度测定和含氧量测定样品等。为保证明确无误,要在采样流程图中,将以上测定项目和样品种类用统一的符号标注清楚。

21.3.3 取样量及取样方法

21.3.3.1 取样量的确定

选矿生产是一个连续的矿石加工过程,通过每一作业的矿石或矿浆流量较大。为了解每个产品的性质,必须从矿流中取出少量具有代表性的矿样进行分析,这项工作称之为取样。取出的具有代表性的少量矿样称为试样。试样的性质代表了矿流物料的一切性质。

取样工作非常重要,一方面希望取出的试样量不要太大且尽可能少些,另一方面取出的试样又必须能代表矿流的性质,即试样具有代表性。试样的最小质量的含义就是兼顾这两方面,即能够代表矿流物料性质的最小质量,试样量再少将失去代表性。

试样的最小质量,主要与物料中最大块的粒度、有用矿物的浸染特性及含量、各种矿物组分密度的差异等因素有关。常用下列公式确定试样的最小质量:

$$q = kd^2 \quad (21-1)$$

式中 q ——试样的最小质量,kg;

d ——试样中最大矿块的直径,mm;

k ——与矿石性质有关的系数。

系数 k 取决于矿石的类型及有用矿物的浸染特性等因素。 k 值的大小可根据表 21 - 1 进行选择。

表 21-1 各种类型矿石的系数 k 值

类别	有色及稀有金属矿石	贵金属矿石	k
I	很均匀的分布		0.05
II	各成分均匀分布		0.10
III	不均匀分布	很均匀的细粒金矿	0.20
IV		不均匀的金矿,其中金粒度小于 0.6 mm	0.4
V		很不均匀的金矿,其中金粒为细粒、中粒及粗粒(大于 0.6 mm)均有分布	0.8 ~ 1.0

式 21-1 描述了具有代表性的最小试样质量与块矿粒度之间的关系。该公式一般用于评定试样的代表性及试样加工过程检查试样的代表性。应用公式的前提必须是取样按规定的方法与制度进行,如违反规定的取样方法及规程,取得的试样量即使符合上述公式的要求,仍不能认为该试样具有代表性。因此,试样有无代表性的关键在于取样方法及取样操作规程,这一点应引起高度重视。

21.3.3.2 取样方法

取样方法与物料的状态和性质有关。选矿厂内有静止及流动状态的物料,有干的、湿的和矿浆状态的物料,且多数情况是对流动状态的物料进行取样。

取样方法分人工取样和机械取样。由于人工取样的时间间隔和截取矿流的速度不均匀,往往试样的代表性较机械取样差,机械取样可克服人工取样的缺点。

从连续运动的物料中取样,一般采用截取法。截取法可分为纵向截取法和横向截取法。纵向截取法就是将运动的物料不断地顺着矿浆流分成很多条,然后将其中的一条或相间的几条取为试样;有时可以顺次纵向截取多次,取出符合要求的少量试样。横向截取法就是每隔相等的一段时间周期地在垂直于物料运动的方向截取物料,将每份物料混在一起作为该物料矿流的试样。由于粒度和密度的差异,一个矿流存在不同程度的偏析现象,即沿矿流断面各点的性质存在不同程度的差异,故横向截取法取到的试样代表性比较好。选矿厂各处的取样一般都采用横向截取法。

每个取样点,不论是人工取样或机械取样,都要确定取样操作规程。规定每小时取几次每次取多少,取样刀(取样勺)运动的速度,每个取样点每个班采取的试样大致质量。

取样时必须使取样刀或取样勺垂直矿流,并截取到整个矿流。人工取样时,取样勺的截流速度要尽可能均匀,尽量使矿样具有代表性。

21.3.4 编制考查人员分工表和所需工具器具表

根据取样流程图,结合现场情况和取样的难易程度进行合理分工,对每人分工所需要的工器具应做周密的计划和检查。

21.3.5 确定取样时间和取样总次数

流程考查的取样时间要根据生产流程的长短而定。当被处理的物料从进入所考查的流程到从该流程排出的时间越长,则取样的时间就应长些。只有这样,考查所采取样品才能接近在考查期间被处理物料的一切性质,才有代表性。如果矿石性质不稳定和操作条件容

易波动时,更应延长取样时间。一般来说,取样时间应该为矿石在流程中停留时间的 10 ~ 20 倍,最低不得小于 5 倍。对于一般的磨浮流程考查,矿石在流程中的停留时间约为 30 ~ 60 min,因此取样时间多确定为 8 h,而氰化厂矿石在流程中的停留时间,常常为 1 ~ 3 d,所以流程考查的取样时间应该不少于 10 天至 1 个月。

取样次数的确定,主要是根据被处理矿石性质波动和操作条件波动的程度。如果波动程度大,取样次数就应该多。波动带有周期性,在确定取样次数时,应该注意避免取样周期与波动周期重合。一般地说,总取样次数应该不少于 20 次。

21.3.6 考查前应该认真地对各取样点进行检查

对取样条件不好的,要进行改造,以保证采集样品的代表性和采样时的安全。

21.3.7 确定分析方法和测定方法

如浓度测定采用干法还是湿法,确定筛析的粒度级别,化学分析元素等。

21.4 流程考查中的注意事项

在流程考查中,应注意下面几个问题:

(1) 因为氰化厂取样时间很长,而有些样品如果放置时间较长,样品的性质很容易发生变化。如氰化液体样品,由于氰化物很容易挥发,可导致已溶金沉淀。因此,在整个考查过程中,同一个取样项目,可以分作多次测定和分析,并采用其平均值为指标。

(2) 在考查中要有详细的原始记录。因为取样时间较长,一个取样点,往往由几个人共同完成。取样人员应该把矿石变化情况、操作条件变化情况、取样中发生的问题等记录清楚,供流程计算和分析时参考。

(3) 要提前与有关单位联系,尽量减少原矿性质的变化,防止缺矿、停水、停电等情况的发生;并尽量保持稳定的生产工艺操作条件。

(4) 对于多次取样合并的样品,要求每次取样方法一样,数量接近。

(5) 参加考查的人员,要有严肃认真实事求是的科学态度,保证样品的代表性和真实性,发生问题和事故,要及时反映,不准隐瞒。

21.5 工艺流程的计算

21.5.1 流程计算中原始指标的选定

在流程计算以前,必须预先已知一定数量的原始指标,这些指标应该是必要的,而且又是充分的。因为进入各作业的物料量或物料中所含某种成分的量与从该作业排出的量是相等的。代表这些量的指标都可以用平衡方程式联系起来,同时各类指标间也存在着内在的联系。通过这些联系就可以求出其他未知指标。如果原始指标数大于必要的数量,则会使计算出现矛盾的结果;相反,少于必要的数量,就不能将指标全部计算出来。

在流程考查计算中,原始指标数目确定后,选取哪些指标作为原始指标也是很重要的,一般来说:

(1) 应选取容易取样、容易测定分析的指标。

(2) 选取生产中比较稳定的指标,尽量不用不连续的和波动较大的指标。

(3) 除选取参加流程计算所必需的指标外,还应选取一些容易取样、比较稳定,并不参加计算,而且可以通过流程计算得到数据的指标。这些指标可作为验证流程考查准确性和可靠性的依据。

21.5.2 流程计算指标和产物平衡方程式

21.5.2.1 流程计算指标及其表示方法

Q 为生产率,单位时间内通过的产物质量,用 t/h 或 t/d 表示。产率 γ 为产物质量与原矿质量之比,用%表示。品位 β (或液体品位 β') 为产物中金属(或有用成分)质量与产物质量之比,一般用%表示;对于含量较低的金属(或有用成分)也可以用 g/t 或 g/m^3 、 mg/L 等表示(如金在原矿、精矿中用 g/t 表示;在毛金、金泥、合质金中用%表示,在贵液、贫液中用 g/m^3 表示;氰化液中的 Cu 、 Zn 等品位以 mg/L 等方法表示)。金属量 P 为产物中的金属量,用 g/d 、 kg/d 或 t/d 表示;液体中含金量 P' 为液体中的含金量,以 g/d 或 kg/d 表示。回收率 ε 为产物中金属量与原矿中金属量之比,也可称金属占有率,用%表示;溶液产物的金属占有率用 $\varepsilon_{液}$ 表示。 W 为单位时间内通过某作业的产物中的水量,用 m^3/d 表示;补加水量 L 为单位时间内通过加入某作业的水量,用 m^3/d 表示。液固比 R 为产物中液体和固体的质量比。矿浆体积 V 为单位时间内通过某作业矿浆产物的体积,用 m^3/d 表示。矿浆浓度 K 为矿浆产物中固体质量与矿浆质量之比,用%表示。矿石水分 S 为产物中水的质量与矿石的湿质之比,用%表示。矿石密度 δ 为单位体积的矿石质量,用 t/m^3 或 g/mL 表示。矿浆密度 δ_n 为单位体积的矿浆质量,用 t/m^3 或 g/cm^3 表示。

21.5.2.2 各计算指标的关系式(右下角 n 代表产物的编号,1 代表原矿)

$$Q_n = r_n Q_1 = \frac{\beta_1 Q_1 \varepsilon_n}{\beta_n} \quad (21-2)$$

$$Q_n = \frac{W_n}{R_n} = \frac{W_n K_n}{1 - K_n} \quad (21-3)$$

$$\gamma_n = \frac{Q_n}{Q_1} = \frac{\beta_1 \varepsilon_n}{\beta_n} \quad (21-4)$$

$$P'_n = W_n \beta'_n \quad (21-5)$$

$$P_n = Q_n \beta_n = \gamma_n Q_1 \beta_n \quad (21-6)$$

$$P'_n = \varepsilon_n P'_1 = \varepsilon_n Q_1 \beta_1 \quad (21-7)$$

$$\varepsilon_n = \frac{P_n}{P_1} = \frac{Q_n \beta_n}{Q_1 \beta_1} = \frac{\gamma_n \beta_n}{\beta_1} \quad (21-8)$$

$$W_n = R_n Q_n = \frac{1 - K_n}{K_n} Q_n \quad (21-9)$$

$$R_n = \frac{W_n}{Q_n} = \frac{1}{K_n} - 1 = \frac{1 - K_n}{K_n} = \frac{S_n}{1 - S_n} \quad (21-10)$$

$$S_n = \frac{R_n}{1 + R_n} = 1 - K_n \quad (21-11)$$

$$K_n = \frac{1}{R_n + 1} = 1 - S_n \quad (21-12)$$

$$K_n = \frac{Q_n}{Q_n + W_n} = \frac{\delta_t(\delta_n - 1)}{\delta_n(\delta_t - 1)} \quad (21-13)$$

$$\delta_n = \frac{Q_n + W_n}{\frac{Q_n}{\delta_n} + W_n} = \frac{\delta_t}{K_n + \delta_t(1 - K_n)} \quad (21-14)$$

$$V_n = W_n + \frac{Q_n}{\delta_t} = R_n Q_n + \frac{Q_n}{\delta_t} = Q_n \left(R_n + \frac{1}{\delta_t} \right) \quad (21-15)$$

21.5.2.3 产物平衡方程式

在流程计算时,除了可以按上面的关系式,利用已知的原始指标求出其他指标外,还可根据进入某一作业各产物与从该作业排出的各产物间有关的平衡关系,求出需要的未知指标。

A 质量平衡式

进入某一作业各产物的质量之和,等于从该作业排出各产物的质量之和。以公式表示为:

$$\Sigma Q_{\text{进入}} = \Sigma Q_{\text{排出}} \quad (21-16)$$

也可按下式计算:

$$\Sigma \gamma_{\text{进入}} = \Sigma \gamma_{\text{排出}} \quad (21-17)$$

B 金属量平衡式

进入某一作业的各产物所含金属量之和,等于从该作业排出的各产物所含金属量之和。以公式表示为:

$$\Sigma p_{\text{进入}} = \Sigma p_{\text{排出}} \quad (21-18)$$

C 水量平衡式

进入某一作业的水量之和,等于从该作业排出的水量之和。以公式表示为:

$$\Sigma W_{\text{进入}} = \Sigma W_{\text{排出}} \quad (21-19)$$

或

$$\Sigma W_{\text{进入}} + \Sigma L = \Sigma W_{\text{排出}}$$

流程计算完毕后,可以列出总水量平衡表。如果使用回水,应该分别计算出新水用水量和回水用水量。生产流程总用水量等于从流程排出的各产物的水量与原矿含水量之差。即:

$$\Sigma L = \Sigma W_{\text{排}} - W_1 \quad (21-20)$$

据此可求出处理每吨矿石的用水量为:

$$q = \frac{\Sigma L}{Q} \quad (21-21)$$

处理每吨矿石的新水量为:

$$Q_{\text{新}} = \frac{\Sigma L_{\text{新}}}{Q} \quad (21-22)$$

21.6 流程考查报告的编写

流程考查报告是考查工作的总结,要将收集的资料和考查的结果、计算和分析意见系统

地编写出来。在报告中,除了有正文外,有些图表,如筛析、水析结果、粒度特性曲线和数质量流程图等,要以附表和附图的形式附在正文后面。流程考查报告要认真编写。

流程考查报告编写的格式和内容,若没有严格的规定,通常可以分为下面几部分:

(1) 扉页。在扉页中指出报告名称,考查单位,参加考查人员和报告编写人,报告编写日期。

(2) 前言。叙述流程考查工作的目的和意义,考查工作的进度和日程等。

(3) 生产现状。1) 矿山和选金厂的生产概况,如选金厂的生产历史,流程变革情况,生产规模和产量等。2) 概述目前生产和考查期间的矿石来源,不同出矿地点的矿石配比和矿石性质。这部分可以简要地摘录有关的岩矿鉴定报告。3) 介绍现行流程,主要设备和主要技术指标。可以列举最近几个月或最近一二年的实际生产指标统计情况,以便与考查指标进行对比。

(4) 取样前的准备和试样采取。1) 取样点的确定和取样点布置图。2) 各种考查样品最小重量和取样重量的确定。3) 取样方法,时间间隔、取样次数和总时间的确定。

(5) 考查流程的工艺参数条件和技术指标的测定和计算。1) 氰化流程中的药剂条件和作业条件的测定;固体矿物和液体中杂质成分的分析结果;各作业时间和作业回收率的计算;主要设备负荷率的计算。2) 生产全过程的数质量流程计算和矿浆计算结果,指标修正情况等。3) 画出数质量流程图。

(6) 流程考查结果分析。1) 现行流程分析;2) 主要设备的工作状况分析;3) 操作条件分析;4) 生产技术指标分析。

(7) 存在问题及改造意见。

21.7 贵金属选矿厂生产工艺流程考查

21.7.1 破碎作业的流程考查及计算

通过考查破碎及筛分设备的生产能力、产品粒度特性,挖掘设备生产能力,降低产品粒度,为实现多碎少磨,降低破碎及磨矿总成本提供生产依据。

破碎工艺产品考查取样点分布见图 21-1。

$$Q_3 = Q_2 = Q_1$$

$$Q_3 = (Q_1\beta_1 + Q_5\beta_5)E$$

$$Q_5 = Q_1(1 - \beta_1E)/(\beta_5E)$$

$$C = Q_5/Q_1 = [(1 - \beta_1E)/(\beta_5E)] \times 100\%$$

由于破碎作业的矿石粒度较大,流程考查时取样量大,一般选矿厂很少对破碎流程进行考查。

21.7.2 磨矿分级作业的流程考查及计算

目的是考查磨矿产品中各种有用矿物的单体解离度、磨矿产品的粒度特性以及各个产品化学组分和矿物组分在各粒级中的分布率、磨矿浓度、钢球配比是否合理。

磨矿工艺流程考查取样点分布示例见图 21-2。

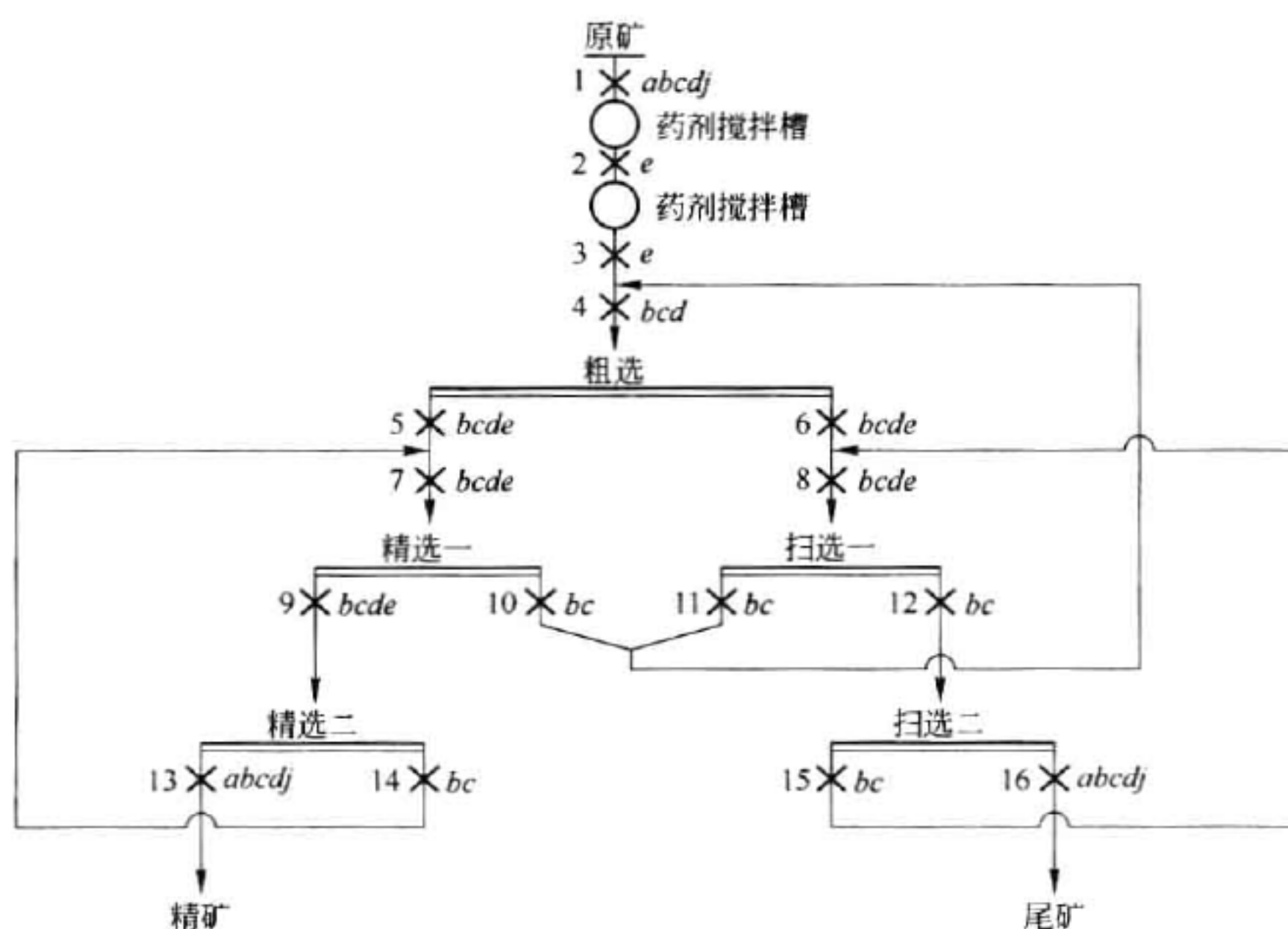


图 21-3 某浮选作业流程考查取样点示意图

a —粒度筛析; b —固体样品品位, g/t; c —矿浆浓度, %; d —矿浆 pH 值;
 e —药剂用量, g/t; j —金赋存状态考查; 1, 2, ..., 16—取样点

$$\begin{aligned}
 Q_1 &= Q_2 = Q_3 \\
 Q_1 &= Q_{13} + Q_{16} \\
 Q_1 \beta_1 &= Q_{13} \beta_{13} + Q_{16} \beta_{16} \\
 Q_9 &= Q_{13} + Q_{14} \\
 Q_9 \beta_9 &= Q_{13} \beta_{13} + Q_{14} \beta_{14} \\
 Q_{12} &= Q_{15} + Q_{16} \\
 Q_{12} \beta_{12} &= Q_{15} \beta_{15} + Q_{16} \beta_{16} \\
 Q_7 &= Q_9 + Q_{10} \\
 Q_7 \beta_7 &= Q_9 \beta_9 + Q_{10} \beta_{10} \\
 Q_8 &= Q_{11} + Q_{12} \\
 Q_8 \beta_8 &= Q_{11} \beta_{11} + Q_{12} \beta_{12} \\
 Q_5 &= Q_{10} + Q_{13} \\
 Q_5 \beta_5 &= Q_{10} \beta_{10} + Q_{13} \beta_{13} \\
 Q_6 &= Q_{11} + Q_{16} \\
 Q_6 \beta_6 &= Q_{11} \beta_{11} + Q_{16} \beta_{16} \\
 Q_4 &= Q_5 + Q_6 \\
 Q_4 \beta_4 &= Q_5 \beta_5 + Q_6 \beta_6 \\
 \gamma_n &= Q_n / Q_1
 \end{aligned}$$

式中 Q_1, Q_2, \dots, Q_9 ——各取样点的处理量, t/h 或 t/d;
 $\beta_1, \beta_2, \dots, \beta_{16}$ ——各取样点贵金属品位, g/t;
 $\gamma_1, \gamma_2, \dots, \gamma_{16}$ ——各取样点的产品产率, %。

21.7.4 氰化炭浆法提金作业的流程考查及计算

氰化炭浆法作业流程考查取样点分布见图 21-4。

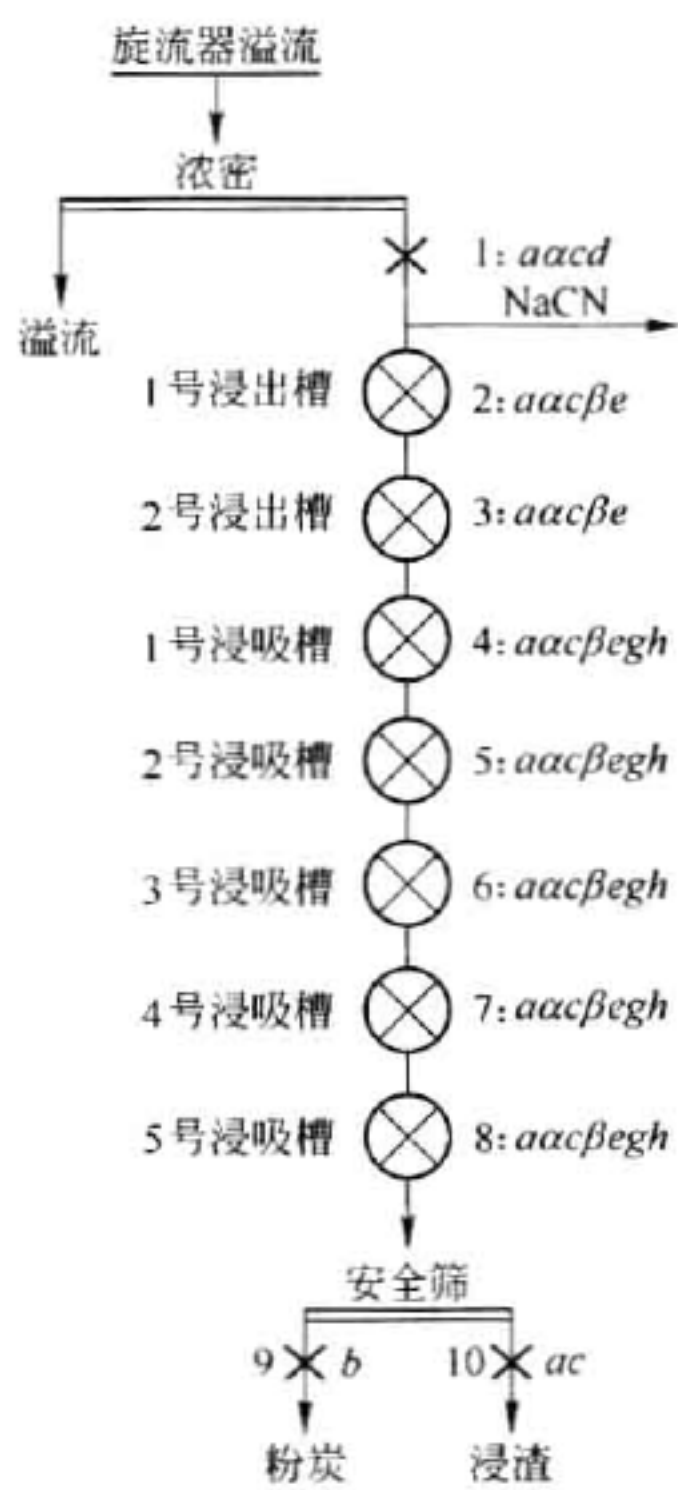


图 21-4 某氰化炭浆提金流程考查取样点

a —矿石粒度 -0.074 mm 含量, %; α —固体金品位, g/t ; c —矿浆浓度, %;
 d —矿浆 pH 值(CaO 浓度, %); e —游离 $w(\text{CN}^-)$, %; β —液体金品位, g/m^3 ;
 g —炭密度, g/m^3 ; h —载金炭品位, g/t ; b —粉炭金品位, g/t ; 1, 2, ..., 10—取样点

金的作业浸出率	$\varepsilon_2 = [(\alpha_1 - \alpha_2) / \alpha_1] \times 100\%$
	$\varepsilon_n = [(\alpha_{n-1} - \alpha_n) / \alpha_1] \times 100\%$
金的总浸出率	$\varepsilon_{\text{浸出}} = [(\alpha_1 - \alpha_8) / \alpha_1] \times 100\%$
金的作业吸附率	$\varepsilon_4 = \{[(\alpha_1 - \alpha_4) - R_4\beta_4] / (\alpha_1 - \alpha_4)\} \times 100\%$
	$\varepsilon_n = \{[(\alpha_{n-1} - \alpha_n) - R_n\beta_n] / (\alpha_1 - \alpha_n)\} \times 100\%$
金的总吸附率	$\varepsilon_{\text{吸附}} = \{[(\alpha_1 - \alpha_8) - R_8\beta_8] / (\alpha_1 - \alpha_8)\} \times 100\%$
金在各浸出槽的浸出时间(h)	$t_n = Q_1(1/\delta + R) / V_{\text{槽有效}}$
金总浸出时间(h)	$t = t_1 + t_2 + \cdots + t_8$
金总吸附时间(h)	$t = t_4 + t_5 + t_6 + t_7 + t_8$

21.7.5 氰化洗涤作业流程的考查及计算

氰化法提金过程中,有用成分分布在固体矿料和水溶液中,有时为了查清伴生矿物在氰化过程中的行为,还要分析其他元素在固体矿物和液体中的含量。另外,常常把部分溶液返回到浸出和洗涤作业,这些溶液或多或少地带有一定数量的各种成分,由于上述原因,使得氰化流程计算复杂化。

21.7.5.1 氰化工艺流程计算的取样点和样品名称

某二段浸出六级逆流洗涤比较复杂的阶段浸洗氰化流程见图 21-5。

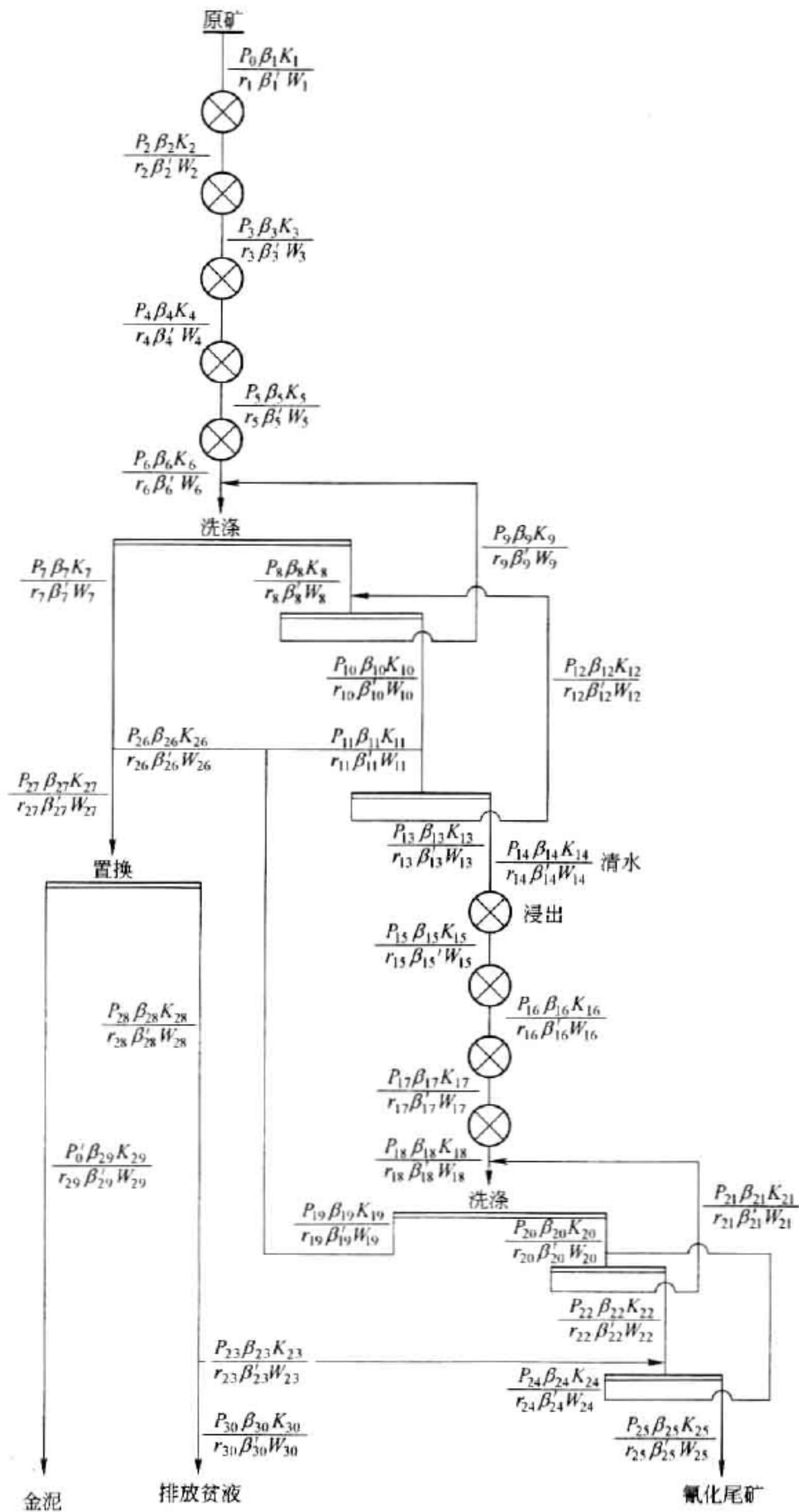


图 21-5 二段浸出六级逆流洗涤流程

P —液体含金量, g/d; β —固体含金品位, g/t; β' —液体含金品位, g/m³; r —液体金产率, %;
 K —矿浆浓度, %; W —液体量, m³/d; P_0 —氰化原矿中含金量, g/d; P'_0 —金泥中含金量, g/d

工艺流程计算的取样点和样品见表 21-2。

表 21-2 取样点及样品

取 样 点	1	2	3	4	5	6	9
样品名称	β_1	β_2	β_3	β_4	β_5	$\beta_6 K_6$	β'_9
取 样 点	11	12	13	15	16	17	18
样品名称	$W_{11}\beta_{11}$	β'_{12}	K_{12}	β_{15}	β_{16}	β_{17}	$\beta_{18}K_{18}\beta'_{18}$
取 样 点	21	23	24	25	29		
样品名称	β'_{21}	$W_{23}\beta_{23}$	β'_{24}	$\beta'_{25}K_{25}$	β_{26}		

21.7.5.2 工艺流程计算方法

为了简化计算过程,设下述各条件成立:

- (1) 在没有加入氰化物以前(该流程只在浸出作业加入氰化物),给入一段浸出作业的矿浆中,液体不含金, $\beta'_1=0$ 。
- (2) 浸出作业的各台浸出槽及洗涤作业的各层浓密机给矿量与排出的矿量相等。
- (3) 给入某级各浸出槽的矿浆浓度与浸出槽排出的矿浆浓度相等,则:

$$\begin{aligned} K_1 &= K_2 = K_3 = K_4 = K_5 = K_6 \\ W_1 &= W_2 = W_3 = W_4 = W_5 = W_6 \\ K_{15} &= K_{16} = K_{17} = K_{18} \\ W_{13} + W_{14} &= W_{15} + W_{16} + W_{17} + W_{19} \end{aligned}$$

- (4) 多层浓密机的溢流,补加的清水及贫液中所含固体极少,可以忽略不计,则:

$$\beta_3 = \beta_7 = \beta_{11} = \beta_{13} = \beta_{14} = \beta_{19} = \beta_{21} = \beta_{24} = \beta_{25} = \beta_{26} = \beta_{27} = \beta_{28} = \beta_{30} = 0$$

从而可得:

$$K_3 = K_7 = K_{11} = K_{12} = K_{14} = K_{19} = K_{31} = K_{24} = K_{23} = K_{26} = K_{27} = K_{28} = K_{30} = 0$$

- (5) 在三层浓密机上、中两层中,同一层的溢流和排矿中液体含金品位相同,则:

$$\beta'_7 = \beta'_8; \beta'_9 = \beta'_{10}; \beta'_{19} = \beta'_{20}; \beta'_{21} = \beta'_{22}$$

- (6) 同一液体,分别进入流程不同地点,其液体含金品位不变,则:

$$\begin{aligned} \beta'_{19} &= \beta'_{11} = \beta'_{25} \\ \beta'_{25} &= \beta'_{28} = \beta'_{30} \end{aligned}$$

- (7) 在多层浓密机内,固体金不再继续溶解,已溶金也不发生沉淀,则:

$$\begin{aligned} \beta_8 &= \beta_{10} = \beta_{13} = \beta_6 \\ \beta_{18} &= \beta_{20} = \beta_{22} = \beta_{25} \end{aligned}$$

根据液体含金量平衡,可列出方程式:

$$W_{18} \cdot \beta'_{18} = W_{23} \cdot \beta'_{23} = W_{19} \cdot \beta'_{19} + W_{25} \cdot \beta'_{25} \tag{21-23}$$

按照矿浆浓度的定义可列出下式:

$$\begin{aligned} K_{15} &= \frac{Q}{Q + W_{18}} \\ K_{25} &= \frac{Q}{Q + W_{25}} \end{aligned}$$

式中 Q ——处理矿量,t/d。

$$Q = \frac{K_{18} W_{18}}{1 - K_{18}} = \frac{K_{25} W_{25}}{1 - K_{25}} \quad (21-24)$$

求得:

$$W_{18} = \frac{K_{25} \cdot W_{25} (1 - K_{18})}{K_{18} (1 - K_{25})} \quad (21-25)$$

根据第二段逆流洗涤浓密机液体量平衡,可列出方程式:

$$\begin{aligned} W_{18} + W_{23} &= W_{19} + W_{25} \\ \text{得出:} \quad W_{19} &= W_{28} + W_{23} - W_{25} \end{aligned} \quad (21-26)$$

又据式 21-23 得:

$$W_{19} = \frac{W_{18} \beta'_{18} + W_{23} \beta'_{23} - W_{25} \beta'_{25}}{\beta'_{19}}$$

即

$$W_{18} + W_{23} - W_{25} = \frac{W_{18} \beta'_{18} + W_{23} \beta'_{23} - W_{25} \beta'_{25}}{\beta'_{19}} \quad (21-27)$$

将式 21-25 代入式 21-27 可求出:

$$W_{25} = \frac{W_{23} (\beta'_{19} - \beta'_{23})}{\beta'_{19} - \beta'_{25} + (\beta'_{18} - \beta'_{23}) \frac{K_{25} (1 - K_{18})}{K_{18} (1 - K_{25})}} \quad (21-28)$$

用式 21-24 可求出 Q 值。

已知 K_8 、 K_{13} 、 K_{18} 、同时可求出 W_8 、 W_{13} 、 W_{18} 。

按下层液体量和液体含金量平衡,可列出下述方程式:

$$W_{22} + W_{23} = W_{24} + W_{25} \quad (21-29)$$

$$W_{22} \beta'_{22} + W_{23} \beta'_{23} = W_{24} \beta'_{24} + W_{25} \beta'_{25} \quad (21-30)$$

解式 21-29,得:

$$W_{22} = W_{24} + W_{25} - W_{23}$$

以之代入式 21-30,并以 $\beta'_{21} = \beta'_{22}$ 代入,可得:

$$W_{24} = \frac{W_{28} (\beta'_{22} - \beta'_{23}) - W_{25} (\beta'_{21} - \beta'_{25})}{\beta'_{21} - \beta'_{24}} \quad (21-31)$$

求出 W_{24} ,即可求出 W_{22} 。

按中层液体量和液体含金量平衡,可列出下述方程式:

$$W_{20} + W_{24} = W_{21} + W_{22} \quad (21-32)$$

$$W_{20} \beta'_{20} + W_{24} \beta'_{24} = W_{21} \beta'_{21} + W_{22} \beta'_{22} \quad (21-33)$$

由下述二式可求出:

$$W_{21} = \frac{W_{24} (\beta'_{19} - \beta'_{24})}{\beta'_{19} - \beta'_{24}} - W_{22}$$

$$W_{20} = W_{21} + W_{22} - W_{24}$$

$$W_{19} = W_{18} + W_{21} - W_{20} = W_{18} + W_{16} - W_{25}$$

$$W_{14} = W_{18} - W_{13}$$

根据第二段浸出前后金属量平衡,可列出下式:

$$W_{13} \beta'_{13} + Q (\beta_{13} - \beta_{18}) = W_{18} \beta'_{18} \quad (21-34)$$

将 $\beta_6 = \beta_{13}$ 代入式 21-34 中,得:

$$\beta'_{13} = \frac{W_{18}\beta'_{18} - Q(\beta_6 - \beta_{18})}{W_{13}}$$

β'_6 计算方法如下:

$$\beta'_6 = \frac{Q(\beta_1 - \beta_6)}{W_6} = \frac{K_6(\beta_1 - \beta_6)}{1 - K_6}$$

按照第二段逆流洗涤式 21-28 的计算方法可求出:

$$W_{13} = \frac{W_{11}(\beta'_7 - \beta'_{11})}{\beta'_7 - \beta'_{13} + (\beta'_6 - \beta'_7) \frac{K_{13}(1 - K_6)}{K_6(1 - K_{13})}} \quad (21-35)$$

式 21-25 中只有一个未知数 β'_7 , 因此可以求解。

根据第一段逆流洗涤三层浓密机下、中上层液体量和液体含金量平衡, 可求出:

$$W_{13} = \frac{W_{11}(\beta'_9 - \beta'_{11}) - W_{13}(\beta'_9 - \beta'_{13})}{\beta'_9 - \beta'_{13}}$$

$$W_{10} = W_{12} + W_{13} - W_{11}$$

$$W_9 = \frac{W_{12}(\beta'_7 - \beta'_{12})}{\beta'_7 - \beta'_9} - W_{10}$$

$$W_8 = W_9 + W_{10} - W_{12}$$

$$W_7 = W_6 + W_9 - W_8 = W_6 + W_{11} - W_{13}$$

置换作业各点的液体量及液体含金品位可用下述各式求出:

$$W_{26} = W_{19} - F_{11}$$

$$W_{27} = W_7 + W_{28}$$

$$\beta'_{27} = \frac{W_7\beta'_7 + W_{29}\beta'_{29}}{W_{27}}$$

$$W_{27} = W_{28}$$

P_n 和 γ_n 用下述各式求出:

$$P_n = W_n\beta'_n$$

$$\gamma_n = \frac{P_n}{Q(\beta_1 - \beta_{18})} \times 100\%$$

式中, $n = 2 \sim 30$ (产物编号数)。

$$P_0 = Q\beta_1$$

$$P'_0 = P_0 - Q\beta_{18} - P_{20} - P_{25} = P_{27} - P_{28}$$

22.1 国内外铂族金属选矿生产实践

22.1.1 美国斯蒂尔瓦特铂矿的选矿富集

蒙大拿州斯蒂尔瓦特杂岩是美国主要的铂族金属资源。矿石含铂钯金 17.1 g/t、铜 0.06%、镍 0.11%。美国矿务局(Burea of Mines)研究了浮选富集、焙烧浸出从矿石中提取铂族金属的方法。目前已在小型试验研究的基础上完成了中间工厂的扩大试验。

斯蒂尔瓦特杂岩与南非布什维尔德杂岩中的矿物组分很相似。矿石主要矿物有钙质斜长石、斜辉石、斜方辉石、橄榄石和少量蛇纹石。硫化物有磁黄铁矿、镍黄铁矿、黄铁矿、黄铜矿和磁铁矿,约占岩石质量的 1%。铂族矿物有:硫镍钯铂矿、碲铂矿、黄碲钯矿和碲钯矿。大多数钯与镍黄铁矿伴生,组成百分比:镍 34、铁 32、硫 31、钯 1.3 和钴 1.7。经电子探针分析,在 -100 ~ +200 目粒级中,大多数硫化物(镍黄铁矿、磁黄铁矿、黄铁矿和黄铜矿)嵌布在以硅酸盐为基质的混合颗粒里。因大部分含铂族元素的硫化矿物呈细粒状,需磨至 0.074 mm 才能单体解离,所以,使用浮选方法富集有价金属。

对斜长岩和蛇纹岩两种类型的矿石进行了小型试验研究和中间工厂连续试验。

采自明尼阿波利斯(Minneapolis)探坑的斜长岩矿石含铂 3.11 g/t、钯 10.52 g/t、金 0.22 g/t、铜 0.03%、镍 0.06%。硫化矿物主要有磁黄铁矿、镍黄铁矿、黄铁矿、黄铜矿及磁铁矿。铂族矿物与硫化物共生。矿石磨至 0.074 mm,大多数硫化物可以解离。小型试验确定最适宜的捕收剂是巯基苯骈噻唑(AERO404),由于矿石中存在方解石、蛇纹石等耗酸矿物,需要添加硫酸使浮选矿浆 pH 为 4。矿石磨至 100% 小于 0.074 mm (55% 小于 0.043 mm),矿浆浓度 36%,浮选 10 min。药剂用量:硫酸 12.7 kg/t;AERO404 136 g/t;起泡剂(Dowfroth 250)4.5 g/t。小型试验结果如下:精矿产率 9%,精矿含铂 31.1 g/t、钯 84 g/t、金 1.56 g/t、铜 0.1%、镍 0.2%。金属回收率为:铂 91%、钯 80%、金 71%、铜 50%、镍 33%。

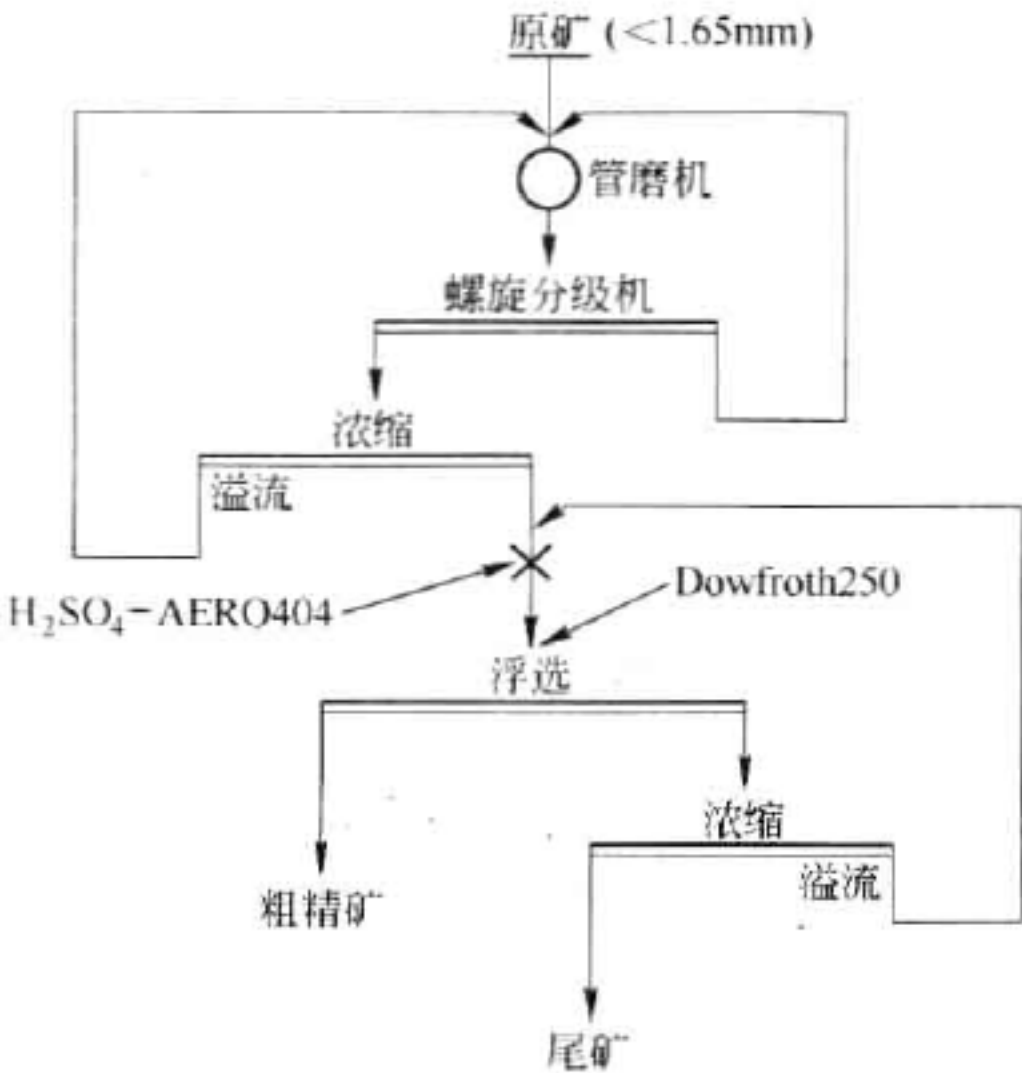


图 22-1 中间工厂试验流程

进行了连续 5 天的中间工厂试验,试验流程见图 22-1。连续 15 个班(每班 8h)的浮选结

果见表 22-1。药剂耗量： H_2SO_4 14 kg/t；AER0404 182 g/t，Dowfroth250 4.5 g/t。浮选精矿的成分见表 22-2。

表 22-1 5 天连续浮选试验结果(斜长岩矿石) (%)

产 品	产 率	品 位					回 收 率				
		Pt	Pd	Au	Cu	Ni	Pt	Pd	Au	Cu	Ni
精矿	8.5	34.21	108.85	1.87	0.24	0.35	91	87	74	69	52
尾矿	91.5	0.31	1.56	0.06	0.01	0.03	9	13	26	31	48
合计	100.0	3.42	10.89	0.22	0.03	0.06	100	100	100	100	100

注：Pt、Pd、Au 品位单位为 g/t。

表 22-2 连续试验浮选精矿成分

元 素	Pt	Pd	Au	Rh	Ir	Cu	Ni	Fe	S	SiO ₂	MgO	Al ₂ O ₃	CaO
w/%	34.21	108.85	1.87	0.93	0.31	0.24	0.35	5.7	2.7	44.6	15.1	15.8	8.4

注：Pt、Pd、Au 品位单位为 g/t。

中间工厂试验证实：对于斜长岩含铂钯矿石，用巯基苯骈噻唑－硫酸药剂组合进行浮选，可产出含贵金属(铂族金属+金)146g/t 的精矿，回收率 88%。

采自明尼阿波利斯坑道的蛇纹岩矿石含铂 3.11 g/t、钯 9.95 g/t、金 0.19 g/t、铜 0.03%、镍 0.06%。试料含不等量的蛇纹石、方解石、高岭石、绿泥石和绢云母。硫化物包括磁黄铁矿、镍黄铁矿、黄铁矿和磁铁矿，铂钯矿物与其共生。

小型试验将矿石磨至 0.074 mm(200 目)(65% 小于 0.043 mm(325 目))，使用 136 g/t 异丁基钠黄药(AER0317)、91 g/t 十二烷基硫醇(Pennfloat3)作捕收剂，6.8 g/t Dowfroth250 作起泡剂进行浮选。矿浆自然 pH8.2，固体含量 36%，浮选时间 10 min。获得如下结果：粗精矿含铂 28 g/t、钯 71.5 g/t，回收率铂 95%、钯 85%。

在小型试验基础上，进行了连续 32h 的中间工厂试验。流程同图 22-1。浮选浓度 36%，矿浆自然 pH 值为 8.2。浮选药剂用量：AERO317 136 g/t、Penn float 391 g/t、Dowfroth250 6.8 g/t。试验结果见表 22-3。

表 22-3 32 h 中间工厂浮选结果(蛇纹岩矿石) (%)

产 品	产 率	品 位					回 收 率				
		Pt	Pd	Au	Cu	Ni	Pt	Pd	Au	Cu	Ni
精矿	6.1	52.87	146.17	3.11	0.31	0.45	96	86	95	69	49
尾矿	93.9	0.16	1.56	<0.03	0.009	0.03	4	14	5	31	51
合计	100.0	3.42	10.26	0.31	0.03	0.06	100	100	100	100	100

注：Pt、Pd、Au 品位单位为 g/t。

为了进一步提高粗精矿品位，精选使用水溶性聚合物 TDL 和 Minflo I 做脉石矿物的抑制剂。用中间工厂产出的 68 kg 粗精矿在六槽中间工厂浮选机中进行精选，矿浆浓度 16%，精选前在调浆桶内加入 TDL 抑制剂 136 g/t，调浆 10 min。精选结果见表 22-4。精选精矿的铂钯品位为粗精矿的两倍，精选回收率为铂 96%、钯 92%。

表 22-4 加入抑制剂精选的结果 (%)

产品	产率	品 位					回 收 率				
		Pt	Pd	Au	Cu	Ni	Pt	Pd	Au	Cu	Ni
精矿	44	115.07	304.78	6.84	0.66	0.86	96	92	95	93	94
尾矿	56	1.04	21.45	0.31	0.04	0.13	4	8	5	7	6
合计	100	52.87	146.17	3.11	0.31	0.45	100	100	100	100	100

注:Pt、Pd、Au 品位单位为 g/t。

精选精矿多元素分析见表 22-5。

表 22-5 精选精矿多元素分析

元 素	Pt		Pd		Rh		Ir		Au	
w/g · t ⁻¹	115.07		304.78		10.26		1.87		6.84	
元 素	Cu		Ni		Fe		S		SiO ₂	
w/%	0.66		0.86		7.3		2.4		46.8	
	20.9		6.6		5.9					

中间工厂试验证实:蛇纹岩化铂钯矿石,用丁基钠黄药-正十二烷基硫醇作捕收剂,在自然 pH 值 8.2 下浮选,粗精矿中铂、钯回收率分别为 96% 和 86%;精矿品位为铂 53 g/t、钯 146 g/t。使用水溶性聚合物作脉石矿物的抑制剂精选,可使精矿品位提高 1 倍,大约 4% 的铂和 8% 的钯留在精选尾矿中。

含贵金属浮选精矿常规处理方法是冰铜熔炼-浸出法。由于这种方法加工时间长,并且要依赖国外的冶炼厂和精炼厂生产铂族金属。美国矿务局研究了焙烧-浸出法处理浮选精矿,可以直接产出高品位的贵金属精矿供精炼厂分离提纯。

22.1.2 南非布什维尔德吕斯腾堡铂矿选矿厂

吕斯腾堡(Rustenburg)铂矿公司早在 20 世纪 30 年代就使用重选和浮选联合的方法处理含铂的氧化矿石及硫化矿石。氧化矿石含铂族金属 7~15g/t,在不同的矿山,铂族金属的回收率在 65%~85% 范围。从硫化矿石中回收铂族金属,其回收率为 87%。

20 世纪 60 年代,吕斯腾堡铂选矿厂采用了绒面溜槽重选,生产工艺流程见图 22-2。粗碎至 -150 mm 的矿石经洗矿和筛分,分出 +50 mm、-50 mm 和矿泥三个粒级。+50 mm 矿石经拣选除去废石后,与 -50 mm 矿石合并破碎至 -13 mm 送第一段磨矿分级,球磨机与旋流器组成闭路。分级溢流送绒面溜槽重选,其尾矿再磨、再选。获得的溜槽精矿再在一组詹姆斯摇床上精选,得到最终精矿。该精矿含铂 30%~35%、钯 4%~6%、金 2%~3%、钨 0.5% 和其他铂族金属以及镍、铜的硫化物和部分铬铁矿,直接送冶炼厂。重选尾矿经 4 台直径 22.5m 的浓缩机浓缩后送浮选。浮选为简单的粗、精选回路,精选尾矿返回粗选。浮选药剂以硫酸铜做活化剂,黄药作捕收剂,甲酚酸做起泡剂,并用一种有机胶体作为脉石抑制剂。浮选精矿含铂族金属 150 g/t,镍 4%、铜 2.3%、铁 15%、硫 10%、氧化钙 3%、氧化镁 15%、二氧化硅 39%。

随着采掘深度增加,氧化物减少,硫化物增多,重选法回收的矿物量相对减少了。因此,

有的矿山已不再使用绒面溜槽作为预先重选,而采用单槽浮选机直接处理磨矿机排矿。采取这一措施的目的,主要是在磨矿回路中尽快地回收易于解离的粗粒硫化物。这种单槽浮选机,实际上是一个不带机械搅拌装置的矩形深槽,矿浆预先通过一个旋流混合器与空气混合后送到槽底。此外,由于矿石性脆,地下开采时产生大量粉矿,其品位一般比正常给矿品位高,氧化也更深,因此,有的工厂已将这部分矿石从破碎作业中分出,单独浮选处理。改进后的选矿流程见图 22-3。二段磨矿的旋流器溢流($-75\text{ }\mu\text{m}$ 占 30%~60%)进入浮选回路。浮选药剂:硫酸铜、黄药、甲酚酸。由于矿石中含有易浮滑石,为提高精矿品位,使用以下抑制剂:羧甲基纤维素、淀粉、糊精及古尔胶类。浮选精矿产率 4%~5%,铂族金属品位约 66 g/t,回收率 82%~85%,精矿含 Cr_2O_3 不超过 0.3% (冶炼要求)。浮选得到的铜镍混合精矿在巴特纳加热干燥炉中干燥,使水分从 21% 减少到 7%。

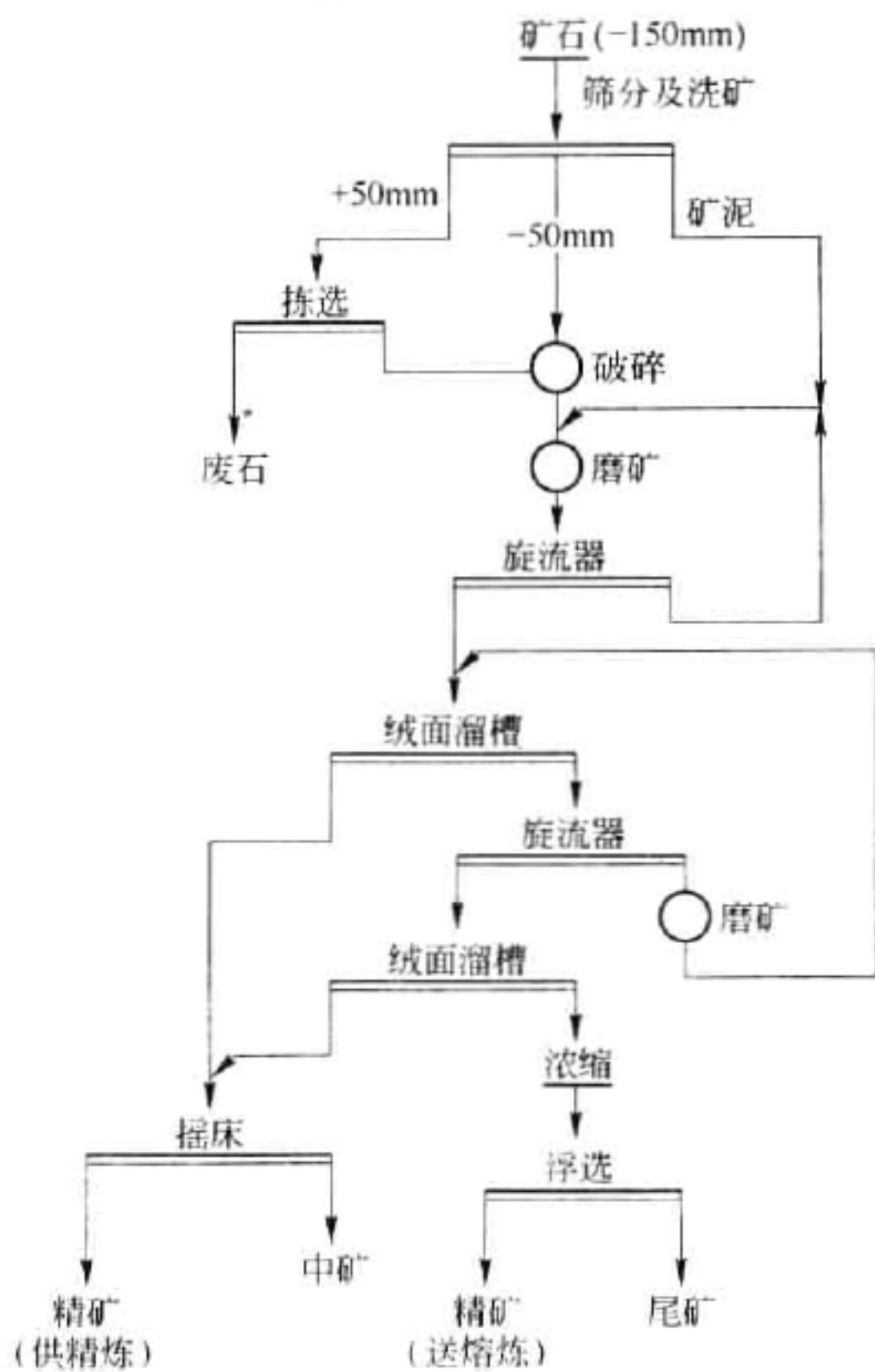


图 22-2 20 世纪 60 年代吕斯腾堡铂选矿工艺流程

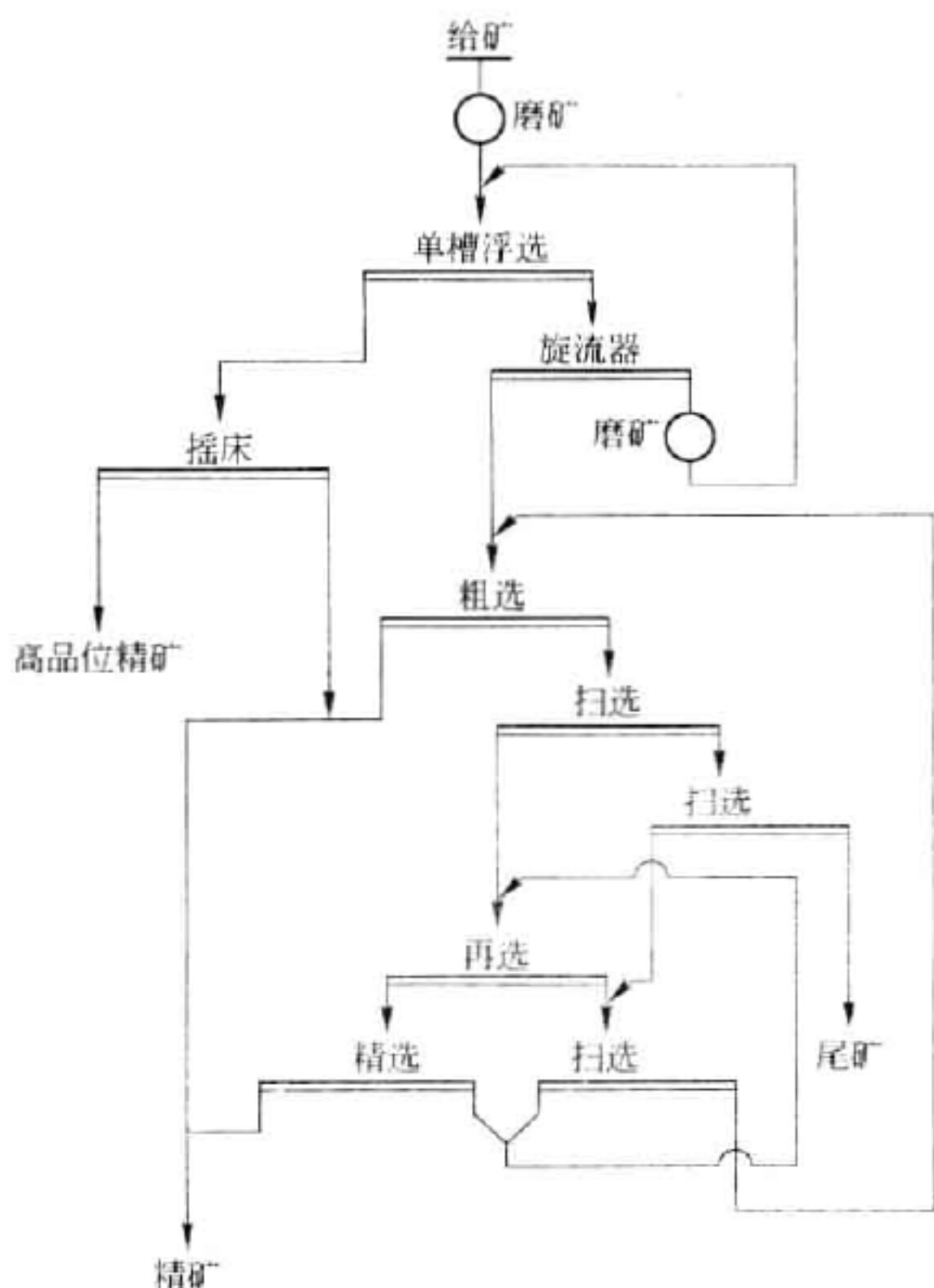


图 22-3 改进后吕斯腾堡铂选矿工艺流程

矿粒的熔炼在 18.5MW 的电炉中进行。炉料由 76% 的矿粒、22% 的石灰石及 2% 的回炉料组成。该电炉每月处理精矿 12500 t。炉渣连续水淬,在球磨与旋流器组成的回路中磨细到 -0.074 mm (200 目) 粒级占 60%, 浮选回收其中的有价金属, 尾矿送尾矿坝。

22.1.3 因帕拉 (Impala) 铂矿选矿厂 (南非)

因帕拉 (Impala) 铂公司的铂产量占南非的 41%, 1979 年产铂 24665 kg、钯 10178 kg、钌 73175 kg、铑 1786 kg、铱 567 kg 和锇 326 kg。

梅伦斯基矿脉由因帕拉开采的部分与由吕斯腾堡开采的部分,其铂族金属品位、金属之

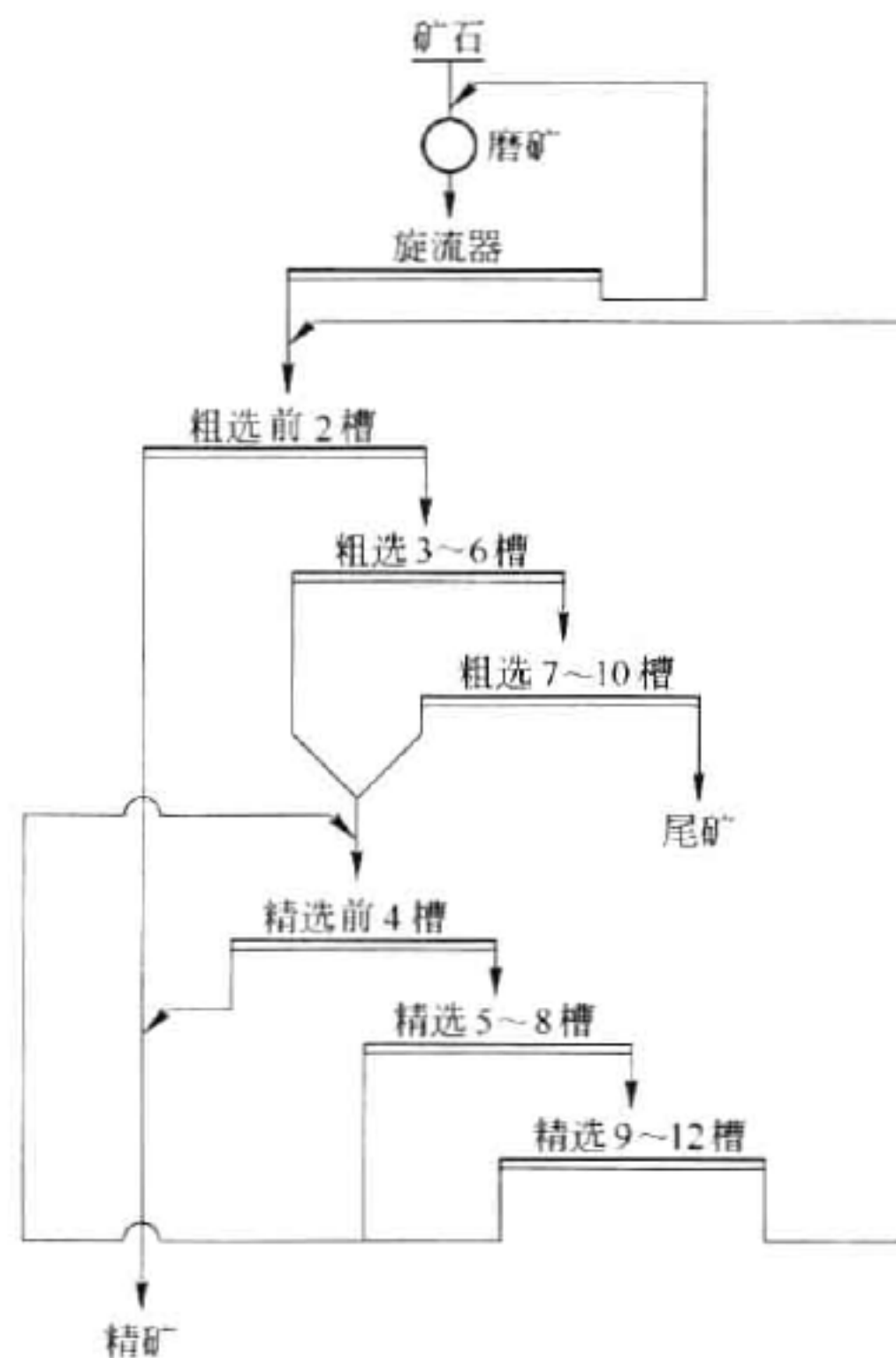


图 22-4 因帕拉铂矿选矿工艺流程

间的比例大致相同。有用矿物主要是原生硫化物：黄铁矿、磁黄铁矿、镍黄铁矿及黄铜矿。贵金属（矿脉中还含金）主要与这些硫化物共生。主要的铂矿物有硫镍钼铂矿、硫铂矿、硫钨矿、砷铂矿和铁铂合金。

矿脉含铂族金属的平均品位为 8.1 g/t，但由于采矿贫化，选矿厂给矿品位一般只有 5.3 g/t。此外，还含有镍 0.2%，铜 0.14%、铬 0.25%、约 0.01% 的钴及一些金、银。

选矿厂生产工艺流程见图 22-4。浮选产出的硫化物精矿含水分约 70%，经过浓缩、干燥，水分为 7% 的干燥精矿直接作为电炉给料。

电炉熔炼时加入石灰作助熔剂，在 1430℃ 下熔炼产出含铁约 45% 的冰铜，再经转炉吹炼至铁质量分数小于 1%。获得的高铈含镍约 50%、铜 28%、铂族金属 3%。高铈经过三段加压浸出、焙烧浸出，产出品位大于 45% 的铂精矿。

22.1.4 西铂公司铂矿选矿厂（南非）

英国伦罗联合企业（Lonrho）于 1970 年建立了西铂公司（Western Platinum Ltd.）。1971 年开始建设矿山（斜坑）及选矿厂。目前，该公司年产镍 1560 t、铜 900 t、铂族金属 4 t，其中铂约占 60%，其余为钯、铑、铱及钌。

UG-2 矿脉位于梅伦斯基矿脉以下 15 ~ 330 m，含铂族金属 4.6 ~ 7.3 g/t，铜 0.004% ~ 0.012%、镍 0.10% ~ 0.029%、三氧化二铬 27% ~ 34%。矿石中硫化物以镍黄铁矿、磁铁矿、黄铜矿、钴-镍黄铁矿及针镍矿为主，粒度大都在 1 ~ 30 μm 之间，最大为 550 μm。铂族矿物常与贱金属硫化物紧密共生，粒度较小，一般 1 ~ 3 μm，多包含在硫化物颗粒中或粘附其上。尚可发现铂族矿物的某些单体或连生体沿铬铁矿颗粒边缘分布或存在于铬铁矿和脉石中。重要的铂族矿物有：硫铂矿、硫钨矿、硫镍钼铂矿、砷铂矿和硫钼矿等。

由于原矿中铬铁矿含量高，采用常规的浮选法得到的精矿中氧化铬的含量超过 7%，不适于用常规的冶炼技术处理。故自 1976 年起，南非国立冶金研究所对这种含铬高的 UG-2 矿石开展了大量的试验研究工作，并进行了半工业性试验。目的在于降低浮选精矿中铬铁矿的含量，并改进对这种精矿的冶炼技术。半工业性试验，获得了如下指标：精矿产率 1%，贵金属（铂族元素 + 金）品位 430 g/t，回收率 87%，含三氧化二铬 2.9%。半工业试验流程见图 22-5。工艺条件：磨矿细度 -75 μm 占 80% ~ 85%；浮选药剂为硫酸铜 70 g/t（加入球磨机）、异丁基钠黄药（SIBX）200 g/t、Sefroth 5004（起泡剂）10 g/t；粗选时间 35 min，精选时间 8 min。

在半工业试验基础上建立了西铂公司 UG-2 选矿厂，于 1983 年投产，月处理矿石 6 万

吨,流程见图 22-6。

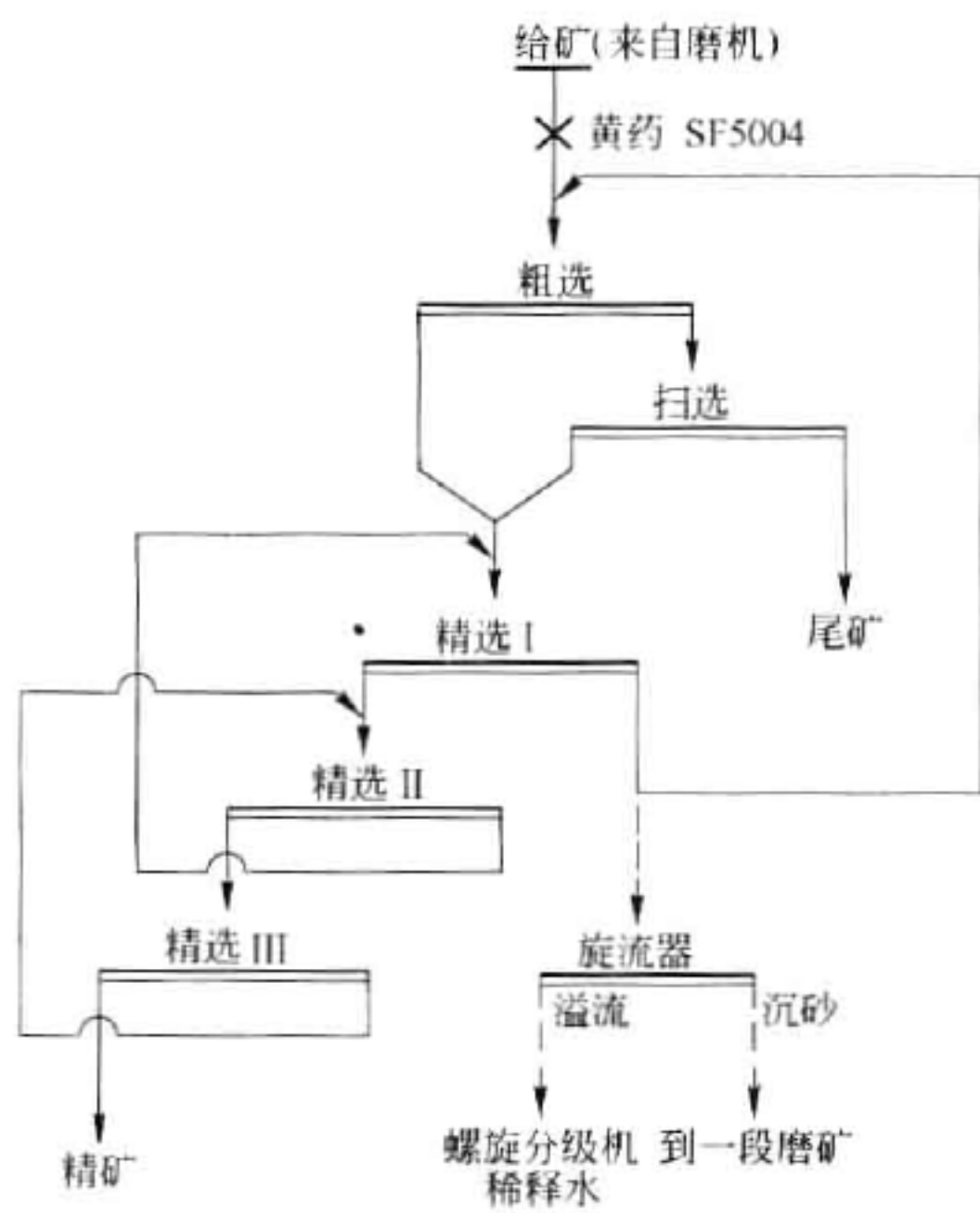


图 22-5 UG-2 矿石半工业试验浮选流程

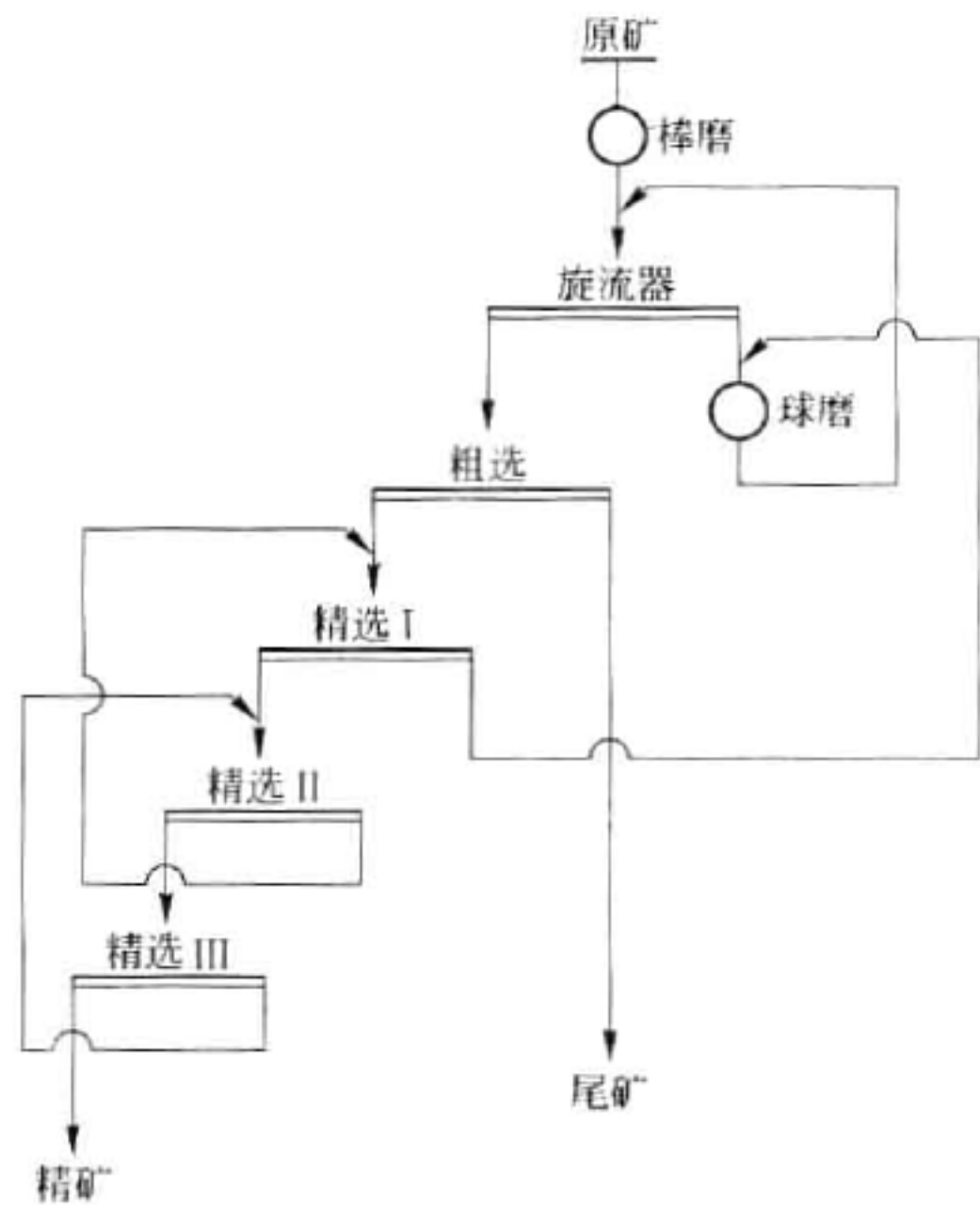


图 22-6 UG-2 矿石生产工艺流程

与处理低铬含铂矿石相比,处理含铬高的 UG-2 矿石的工艺流程及条件主要有以下特点:

- (1) 含铬高的铂矿石需要磨得较细($-75\ \mu\text{m}$ 占 80%),以便解离充填于铬铁矿裂隙中的铂族金属。
- (2) 对 UG-2 矿石,选矿无滑石干扰,较容易精选,精矿含铂较高。
- (3) 为控制最终精矿含铬量,应使用产生易碎泡沫的起泡剂,以减少铬铁矿在精矿中的夹带。还应使用压气式浮选机,并将精选尾矿再磨再选。

采取上述措施后,可产出含 Cr_2O_3 仅为 2.9% 的浮选精矿。铬铁矿可用重选从浮选尾矿中作为副产品回收,重选精矿含 Cr_2O_3 42%,回收率 42%。

22.1.5 中国一次资源中铂族金属选矿生产实践

22.1.5.1 概况

中国铂族金属矿产资源稀少,已探明的金属储量仅 300 多吨,其特点为:

- (1) 资源分布集中。中国的铂族金属资源 95% 以上分布于甘肃、云南、金川、黑龙江和河北 5 省,其中仅甘肃省就占全国储量的 57.5%。这 5 个省的储量又集中于甘肃金川、云南金宝山和四川杨柳坪 3 个大型矿床。
- (2) 矿石品位低。铂族元素以铂与钯为主,且铂大于钯,已探明的铂钯矿品位都仅为全国储量委员会(1985)确定的工业要求指标的 $1/3 \sim 1/5$ 。全国铂族金属矿的平均品位只有 $0.796\ \text{g/t}$,而国外几个大型铂矿床的平均品位都甚高,如南非布什维尔德杂岩 $3.1 \sim 17.1\ \text{g/t}$,俄罗斯诺里尔斯克高达 $6 \sim 350\ \text{g/t}$,相比之下,中国铂矿的品位是十分低的,中国铂族金属

矿床的平均 $Pt:N = 1.3954:1$ 。在全部铂族金属储量中铂占 38.5%，钯占 19.3%，铂钯（未分）占 35.4%。

（3）矿床类型多样，但大部分储量集中于共生或伴生矿中。中国铂族金属矿床类型有岩浆熔离型、热液再造型和砂铂矿，还有一些含有黑色岩系、热液或矽卡岩型多金属矿床及存在于斑岩铜矿中。按全国矿产储量委员会（1985）确定的铂族金属参考工业指标，原生矿的边界品位为 0.3~0.5 g/t，工业品位为 0.5 g/t。根据 1990 年的资料，可将中国铂族金属矿床分为单一矿、共生矿与伴生矿三类。单一矿（ $Pt + Pd$ 为 0.5 g/t）13 处，储量 82.9 t；共生矿（ $Pt + Pd$ 为 0.5 g/t）8 处，储量 44.41 t；伴生矿（ $Pt + Pd$ 为 0.5 g/t）10 处，储量 184.11 t。共生矿与伴生矿共占 73%。

1996 年的统计资料表明，93.40% 的铂族金属（探明储量）与铜镍硫化物、金属共生或伴生。金川铜镍硫化物矿床储量大，规模大，但铂族金属品位低，只能从冶炼过程中回收。其他一些矿床，如金宝山和朱布铜镍硫化物矿床虽然铂族金属相对品位较高，但铜镍硫化物的含量低，都是铜、镍的贫矿石。

22.1.5.2 金宝山矿铂钯回收的生产实践

云南的铂族金属矿产资源居全国第二位，目前已发现 12 个矿床点，其中大理地区的金宝山矿已探明可供开采的铂钯储量为 45 t，A+B+C+D 级储量为 82 t，占云南省已探明总储量的 67%，是中国目前发现的第一个具有工业开采价值的原生铂钯矿。金宝山矿中铂加钯平均品位为 1.4555 g/t，矿物种类繁多，嵌布粒度极细。铜、镍平均品位分别为 0.14% 和 0.22%，均在工业开采的边界品位以下，而影响火法熔炼温度的 MgO 含量却高达 27%~29%。原矿的物相分析表明，主要矿物的相对含量为：黄铜矿 0.38%，紫硫镍矿 0.36%，镍黄铁矿 0.02%，黄铁矿 0.71%，磁铁矿 10.73%，铬铁矿 0.94%，而橄榄石、蛇纹石等脉石成分高达 87.51%。

对金宝山浮选精矿处理的工艺流程有以下几种：

（1）微波加热或硫酸熟化预处理后的湿法提取铂钯的工艺。最早有将金宝山精矿经微波辐射预处理 10 min 后进行湿法提取有价金属的研究结果的简要报道，其原则流程见图 22-7。微波预处理使用的微波频率为 2450 MHz。试验在功率为 1.5 kW 的微波马弗炉中进行。研究报告没有给出两级浸出反应的具体条件及浸出液组分，仅笼统地指出 Cu、Ni、Pt、Pd 的最终浸出率可分别达到：98.89%，97.21%，87.95% 和 95.43%。

有研究报告指出，虽然微波处理具有“快速加热、内外一致加热和选择性加热的特性，使矿物晶粒间产生热应力，导致晶间缝扩展变宽，从而达到破坏矿物晶体结构，改变矿物物相和元素价态，打开包裹体的目的”，但进行微波加热预处理该精矿的试验结果表明效果并不好，于是将图 22-7 微波预处理改为硫酸熟化后硫酸预浸。通过正交试验获得预处理的



图 22-7 微波预处理的湿法提取流程

预处理的最终条件是：熟化后硫酸用量（矿：酸）为 1:0.5，熟化温度 150℃，时间 10 h。预浸酸量 1:0.8，液固比 4:1，温度常温，时间 2.5 h。预浸可使铜、镍、钴的浸出率分别达到 99.55%、98.74% 和 92.17%。二级氧化酸浸使用酸度为 2.9 mol/L，氧化剂用量 50%，温度

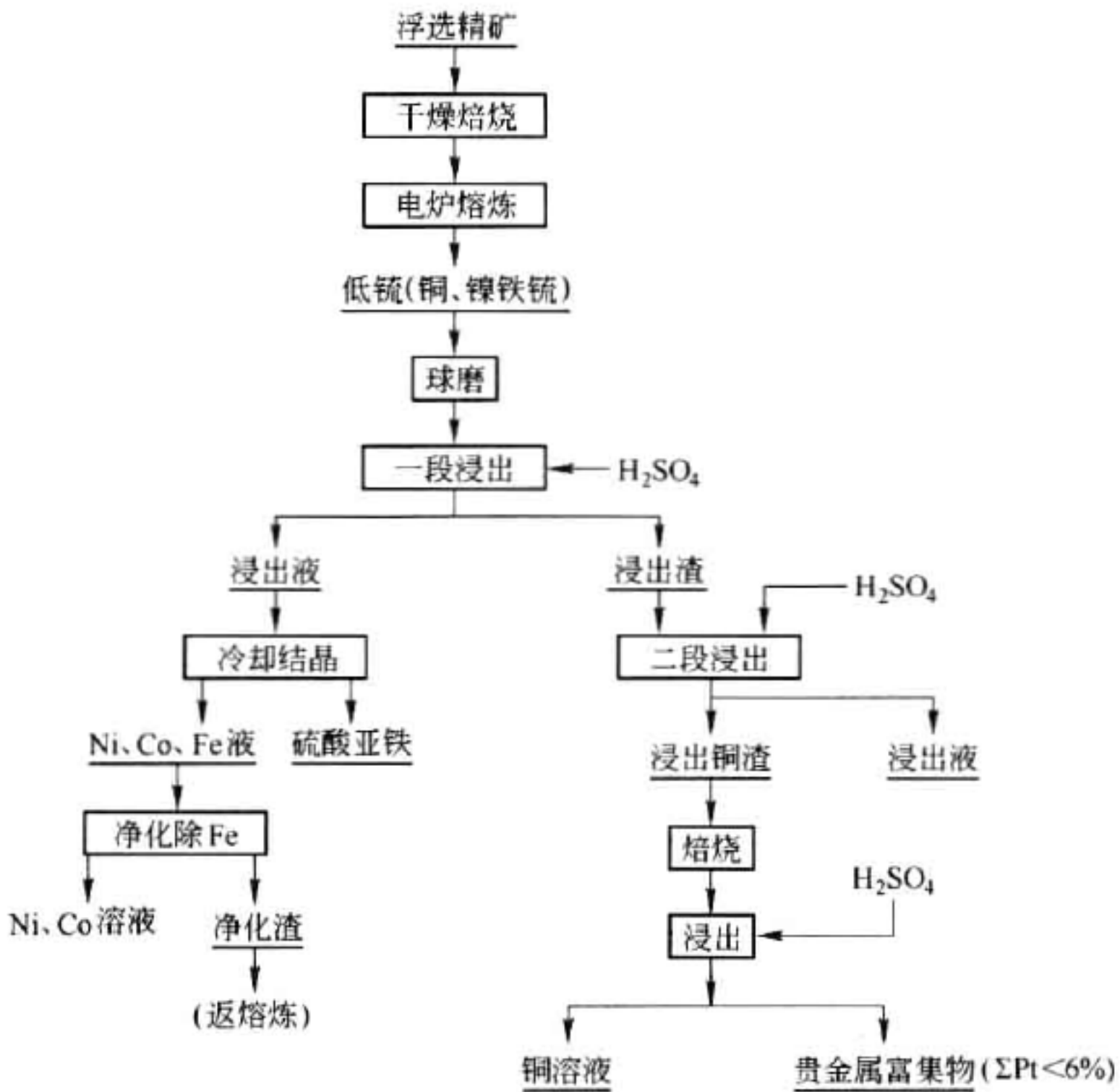


图 22-9 金宝山浮选精矿火法熔炼工艺流程图

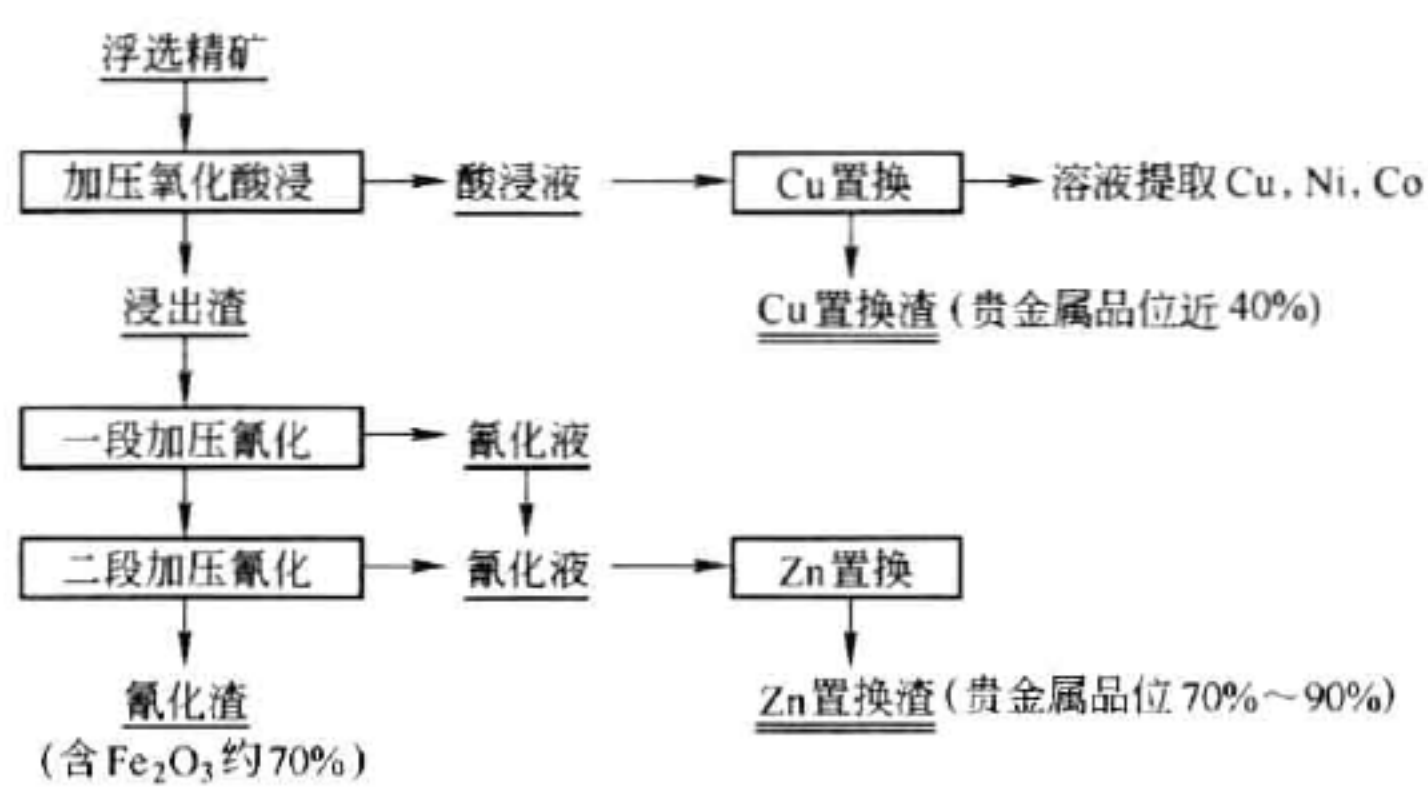


图 22-10 金宝山浮选精矿全湿法处理新工艺

综上所述,用微波加热或硫酸熟化预处理后的湿法提取铂钯工艺存在化学试剂耗量大,有害气体污染环境,Cu,Ni,Co 难以分离和 Pt,Pd 浸出率低等缺点;火法造钽熔炼后湿法处理高镍钽或低镍钽的工艺则工序繁冗,能耗高,污染严重,周期长,贵金属富集物品位低,经济上难以创效;加压氧化酸浸后进行两级加压氰化的工艺则是工序少、周期短、能耗低、污染小、投资少、厂房占地面积小,经济技术指标高的全湿法新工艺。目前,该矿已经开始建设,即将建成处理规模为 3000 t/d 的选矿厂。

22.1.5.3 金川镍矿中的贵金属回收与实践

A 金川镍矿概况

金川镍矿位于中国甘肃省金昌市,金川硫化铜镍矿是一座多金属共生硫化铜镍矿床,也

是世界上大型硫化铜镍矿之一。该矿不仅含有丰富的镍和铜,还含有钴、铂、钯、金、银、硒、碲、硫多种元素及钼、铋、钨、铼、锗、铟、铊和铬等二十余种金属元素。该矿床不仅是一座规模巨大的硫化铜镍矿床,还是一个综合利用价值很高的多金属共生矿床。

金川硫化铜镍矿床成矿于超基性岩,含矿超基性岩体长约 6.5 km,依岩体产出状况及后期断层影响,形成四个相对独立的岩段,分别称为一、二、三、四个矿区,其中以二矿区的矿石储量为最大。各矿区的含镍金属量分别占 17.02%、74.73%、3.97%、4.28%;铜金属量分别占 15.19%、77.08%、4.19%、3.54%。由于受成矿地质条件的影响,4 个矿区的矿石性质有相似之处,也有不同点。该镍矿经过四十余年的开采,但矿石中的铜、镍及铂、钯等金属量仍有可喜的储量。

金川硫化铜镍矿石中的主要金属矿物有磁黄铁矿(或黄铁矿)、镍黄铁矿、紫硫镍铁矿、黄铜矿、磁铁矿。次要矿物有墨铜矿、古巴矿(方黄铜矿)、马基诺矿;主要脉石矿物有蛇纹石(含叶蛇纹石,纤维蛇纹石和利(胶体)蛇纹石)、橄榄石、辉石。次要矿物有透闪石、阳起石、石英、斜长石、绿泥石等。强蚀变矿石中脉石变成滑石-碳酸盐化,绿泥石等。

在金川镍矿中,铂、钯等贵金属(包括铂、钯、金、银及钼、铋、钨、铼等)伴生元素均分布在铜镍矿体中,其中在富矿体中的含量比贫矿体高,贫矿体中的含量又比表外矿及围岩中高。金川镍矿中的贵金属的含量要比加拿大、俄罗斯及非洲南部的硫化镍矿低,但由于矿床规模较大,仍为国内贵金属提取主要的矿产资源之一。

铂在各类矿石中均有分布,主要分布于海绵晶铁构造富矿中,尤其在富铜的矿石中形成局部富集。在各类矿石中,铂主要以矿物状态存在,而且发现的铂矿物和含铂矿物的种类繁多。

钯的含量在铂族元素中仅次于铂,并在一矿区、二矿区与铂一起形成局部富集。

钼、铋、钨、铼在矿石中含量较低,且分布不甚均匀,但彼此密切共生,比较稳定,Os: Ir: Ru: Rh 约为 1:0.87:0.87:0.4。

金、银在各类矿石中均有分布,并与铂钯一起形成局部富集。

金川铜镍矿石有三种大类型:(1)超基性岩富矿石,有弱蚀变、强蚀变和挤压带三种富矿石;(2)超基性贫矿石,有中粗粒弱蚀变、中细粒弱蚀变和强蚀变贫矿石;(3)接触交代贫、富矿石。在贫矿石中多为细粒弱蚀变矿石。

B 金川镍选矿工艺

a 金川镍选厂概况

金川镍选矿厂建于 20 世纪 60 年代初,投产于 1965 年,并先后建成一选、二选、三选和新建 14000 t/d 系统 4 个生产车间。一选、二选在 20 世纪 80 年代、90 年代经过多次改造,形成目前的一选 2000 t/d,二选 9000 t/d;2000 年后又扩建了三选 6000 t/d(2003 年 3 月投产)和新建 14000 t/d 系统(2008 年 4 月投产)分别处理一矿区(龙首矿)和二矿区的富矿石或贫矿石以及三矿区贫矿等。新建 14000 t/d 系统投产后,其中一选要关停,二选要进行贫矿扩能改造,目前实际生产能力每年约在 700 万吨。各选矿车间所产出的镍铜混合精矿和尾矿集中处理。由于金川矿区比较大,一、二矿区的矿石性质均有所差异,因此各选矿车间的各生产系统的原则工艺流程基本相似,但选矿药剂或工艺条件均有所差异。

b 选矿工艺与实践

金川镍矿是一座含镍、铜、钴及铂族金属的共生硫化矿,其选矿工艺技术的选择应取决于金川镍矿矿石性质与硫化矿物的可选性,以及贵金属在选矿流程中的走向,也取决于冶炼

工艺对选矿精矿产品的要求。但是,金川镍矿的选矿工艺制定主要是以选镍为主,同时兼顾把铜、钴等其他贵金属一同选入镍铜混合精矿之中。在选矿试验中曾进行过混合精矿中的镍、铜分离,因镍精矿中和铜精矿中互含指标较高而未能在选矿生产中实施铜、镍分离工艺。铜、镍分离工艺则由冶炼成高冰镍,再进行镍、铜浮选分离及贵金属回收处理。

金川镍选矿工艺经过 40 多年的科技攻关和生产实践,取得了许多项科研成果,也积累了不少生产实际经验,为选厂后来扩建、技术改造和工艺及流程创新奠定了坚实的基础,并形成了有金川特色的硫化镍矿选矿新工艺技术,同时也使选矿技术经济指标保持在较好水平,并且不断得到改善和提高。

金川镍矿的选矿工艺特点主要有:

(1) 阶段磨选与快选早收,多点出精矿是较为适应金川硫化镍矿选矿。阶段磨矿、阶段浮选工艺是在原设计的一段磨矿、一段浮选的基础上经过工业试验比较和不断改进后所形成的金川镍选矿工艺。一般地认为,浮选过程中最需要的是矿石中的有用矿物能有效地解离和形成新鲜的表面,阶段磨矿即可为浮选创造这个条件。

阶段磨矿适用于矿物嵌布粒度粗细不均,粗粒矿物适应粗磨,即达到单体解离露出新鲜表面有利于在浮选过程中被捕收剂吸附,而细粒矿物又可再次进入磨矿进行解离,有利于提高细粒矿物的浮选指标。通过 40 年的生产实践证明,金川硫化铜镍矿不但需要阶段磨矿、阶段浮选,并且还需要快选早收及多点出精矿的混合浮选流程,该工艺是目前金川镍矿最为适应的选矿工艺。

该工艺具有以下优点:

1) 该工艺适应镍铜矿物嵌布粒度不均匀,可减少有用矿物过磨,有利于提高镍铜的浮选指标。

2) 可减少脉石矿物的泥化。金川镍铜矿石中的脉石矿物主要是蛇纹石,它占矿石总含量的 40% ~ 50%,最多可达 60%。蛇纹石在磨矿中最容易过磨而产生细粒矿泥,而矿泥对镍铜矿物的可浮性有较大的影响。

3) 可进一步解离矿石中嵌布粒度较细的连生体镍铜矿物。通过再一次磨矿可以使较细粒级的连生体镍铜矿物得到进一步的解离,并与浮选药剂进一步的作用,可使一部分浮游速度较慢的镍铜矿物的可选性逐渐得到恢复,有利于提高镍铜浮选指标。

4) 多点出精矿有利于镍铜矿物快速回收。金川硫化镍矿物具有易氧化和泥化的特点,快选早收可防止矿石中的硫化矿物表面因被氧化或矿泥所覆盖而减少其对药剂的吸附作用,致使可浮性降低而使浮选指标下降。多点出精矿就是使达到单体解离的镍铜矿物通过快速选出及早回收(也就是快选早收),同时使已经达到解离的粗粒镍铜矿物不再进入下段磨矿而被粉碎,快速选出有利于粗粒级镍铜矿物的及时回收,选后再磨再选也有利于细粒级镍铜矿物的连生体可进一步进行解离,或者是有利于表面性质较差而引起浮游速度较慢的硫化矿物的浮选,它是提高硫化镍铜矿浮选指标的有效途径之一。

(2) 中性介质(自然 pH 值)选矿工艺。1982 年选矿厂对二选 3 号贫矿系统、4 号扩建系统进行富矿设计工艺流程改造。其工艺采用中性介质(自然 pH 值)工艺的两段磨矿、阶段选别、优先浮选铜镍混合精矿,再从浮选尾矿中回收磁黄铁矿精矿的两产品方案工艺流程。1984 年中性介质(自然 pH 值)工艺的两产品方案在二选扩建 4 号富矿系统进行工业试验并取得成功,该工艺的应用为二选贫矿生产流程改为富矿工艺流程,以及为二矿区富矿石

富矿扩建新系统选矿工艺设计提供了技术支撑。在后来的生产中又不断地对中性介质工艺进行了完善和改进,取消了硫精矿产品,变为一产品方案。目前,它已成为金川镍矿贫、富矿石首选的选矿设计工艺,并进行局部的优化和改进。

(3) 尼尔森选矿机回收贵金属的试验。金川集团公司矿物研究所用 MD7.5 型尼尔森选矿机在二选 5 号和一选 2 号磨矿回路中的磨矿排矿、分级返砂和溢流、浮选精矿与尾矿进行试验。试验的结果是:

二选 5 号富矿系统一段二次球磨机排矿中含 $\text{Au} + \text{Pt}$ 为 1.92 g/t ,选出的贵金属精矿为 2089.34 g/t ,富集比 2119;一段二次球磨机分级沉砂中含 $\text{Au} + \text{Pt}$ 为 2.36 g/t ,选出的贵金属精矿为 1166.44 g/t ,富集比 953;一段二次球磨机分级溢流中含 $\text{Au} + \text{Pt}$ 为 1.09 g/t ,选出的贵金属精矿为 277.47 g/t ,富集比 480;

二选 5 号浮选精矿中含 $\text{Au} + \text{Pt}$ 为 3.04 g/t ,选出的贵金属精矿为 193.57 g/t ,富集比 123。

一选 2 号富矿系统尾矿中含 $\text{Au} + \text{Pt}$ 为 0.35 g/t ,选出的贵金属精矿为 3.65 g/t ,富集比 19。

从上述试验数据来看,尼尔森选矿机用于金川镍矿选矿的磨矿分级回路中,可以从选矿工艺流程中选出金、铂等贵金属,其富集比可达 1000 倍。

2008 年 5 月在二选 2 号系统一段磨矿作业安装一台 MD30 型尼尔森选矿机进行工业试验。

(4) 强化一段浮选作业与快选多收是提高硫化镍浮选指标的关键。金川硫化镍矿的浮选指标好与坏,关键在一段浮选作业。一段浮选(包括该段的粗选和精选作业)指标的高与低,直接影响到该系统总的浮选指标。金川镍矿石中有一部分镍铜矿物非常好选,如果不能迅速地选入精矿中而被夹带或带人粗选尾矿,再进入二段磨矿作业,就会使这一部分可浮性好的镍铜矿物受到过磨或被矿泥包裹或氧化等其他因素的干扰,必将导致其可浮性下降。如果浮选中具有良好的矿物解离度和新鲜的矿粒表面,都能获得最佳的浮选指标。在浮选过程中一般都要包括粗选、扫选和精选作业往往需要持续较长时间,特别是在浮选过程中有中矿量循环的情况下,这一期间的浮选矿浆中有相当数量的氧气过饱和,导致矿物表面过度氧化而影响镍铜矿物的浮游速度。

在金川镍选矿浮选工艺中,采用快选、早收、多收和多点出精矿的方法是从生产实际中总结出来的一条行之有效的经验。因此,它是形成金川镍选矿工艺的独有特点,此工艺随着选矿科技进步而在不断改进和创新。

(5) 多种药剂与组合药剂联合使用的效果。金川镍选矿在投产初期使用的浮选药方较为简单,只有丁基黄药做捕收剂,2 号油做起泡剂,碳酸钠(贫矿加石灰)做介质调整剂和硫酸铜作活化剂。经过反复的试验和生产实践比较,初步摸清了金川镍矿石特性和寻找了较为适应的选矿药方。目前处理龙首矿富矿和混合矿(贫矿+富矿)的药方仍为简单,只有捕收剂(丁、乙基黄药)、起泡剂(丁基铵黑药)、调整剂(碳酸钠),取消了活化剂(硫酸铜),丁、乙基黄药原来各加 50%,近年因矿山出矿品位降低,又因为要提高精矿镍品位降低精矿中的氧化镁,因而停加丁基黄药而全部使用乙基黄药。丁基铵黑药既有起泡性又有捕收性,是 20 世纪 70 年代初由选厂技术人员成功地试验的一种主要药剂,它一直在一矿区富矿石生产中使用至今。

二矿区富矿石浮选药方要复杂得多,不但使用的药剂种类多,而且互用药剂也多。如捕收

剂有(丁基黄药、乙基黄药、Y89);起泡剂有(J-622、PN-405、BK-206),目前主要使用 J-622;调整剂有(硫酸铵、硫酸铜),降镁药剂有(T-1140 和 29 号剂联合使用、六偏磷酸钠)。这些药剂不是全部都添加,而是加这种药剂时就可以不加那种药剂。主要药方是丁黄药、J-622、硫酸铵、硫酸铜、T-1140 和 29 号剂或者是六偏磷酸钠。药剂中有些是组合药剂,起到了单种药剂所不能发挥的联合作用。二矿区贫矿的药方基本上与富矿相类似,不降镁时就不加降镁药剂。

(6) 采用较长浮选时间是金川镍选矿工艺特点之一。硫化矿石中的镍铜矿物浮选时间一般都比较长,是单一硫化铜矿浮选时间的 2~4 倍。金川硫化镍矿浮选时间不但粗扫选长,而且精选作业的浮选时间也非常长。为什么要这么长的浮选时间,主要是由镍铜矿石性质所决定的。选厂技术人员曾经做过金川镍矿石浮选时间试验,每隔 4 min 刮一个样品,添加一些药剂一直刮到 100 min 还可以选出镍矿物,只是精矿中含镍品位低。从试验结果可以说明金川镍矿石中有一部分镍矿物浮游速度确实非常慢,而且需要很长时间与药剂作用才能慢慢地恢复其可浮性。总体来讲金川硫化镍矿石还是比较好选的,绝大部分镍矿物的浮游速度都较快,了解金川硫化镍铜矿石的这些特性有助于选矿工作者拓展新思路,开创新工艺、新技术,从而不断地研究出提高金川选镍指标的新技术。

c 高冰镍选矿

通过选矿,铂族金属富集于铜镍混合精矿中,铜镍混合精矿经熔炼得高冰镍,在高冰镍中含有的铂族金属及金银绝大部分存在于合金中,然后再进一步从合金中分离出单一的铂族金属。

金川镍矿床产于超基性岩体中,含矿超基性岩体主要由橄榄石、辉石及少量斜长石组成。大部分橄榄石已蚀变成蛇纹石,并析出磁铁矿;辉石蚀变成绢云母、绿泥石和透闪石等次生矿物。主要金属矿物为镍黄铁矿、黄铜矿、磁黄铁矿、磁铁矿、紫硫镍铁矿和方黄铜矿。铂族金属矿物有数十种之多,主要有自然铂、铂金矿、铂金钯矿、砷铂矿、钯金矿、铋钯矿、铋碲钯矿、含钯自然铋等。其中铂矿物以砷铂矿为主,其次是金属互化物,二者约占铂族金属矿物总量的 90% 以上。砷铂矿粒度一般为 0.042~1 mm,多与黄铜矿、紫硫镍黄铁矿、蛇纹石、磁铁矿连生。以矿物形态存在的铂占 83%~98%,其余为硫化物中的类质同象。矿体中铜镍及贵金属的平均含量为:铜 0.23%,镍 0.42%,铂 0.06~0.53 g/t,钯 0.05~0.24 g/t,金 0.07~0.3 g/t,银 2.2~6.1 g/t,铑钌钽含量约每吨千分之几至百分之几克。铂族矿物虽然主要以单体形态存在,但由于含量少,粒度细,且与铜镍硫化物相互连生,不可能单独回收其产品,而在浮选过程中随铜镍精矿产出。铜镍混合精矿中铂族元素的富集情况见表 22-6。

表 22-6 铜镍混合精矿中铂族元素的含量

产品名称	选矿指标	贵金属元素							
		Pt	Pd	Os	Ir	Ru	Rh	Au	Ag
贫矿混合精矿	品位/g·t ⁻¹	1.07	0.32	0.069		0.057		0.376	6.04
	回收率/%	71.01	39.56	45.64		48.83		52.60	45.13
富矿混合精矿	品位/g·t ⁻¹	1.06	0.65	0.219	0.17	0.15	0.075	0.50	4.50
	回收率/%	87.95	82.21	67.59	69.72	85.15	70.60	67.01	71.90

选厂产出的铜镍混合精矿,经电炉熔炼,转炉吹炼,得到一次高冰镍。贵金属在熔炼阶段被金属相捕集。高冰镍送入高硫磨浮选厂处理,其目的之一使铜、镍分离,得到铜、镍精

矿;之二是使贵金属与贱金属分离,产出铂族金属精矿。一次高冰镍磨矿后在铜镍浮选分离之前,先用磁选方法将磁性铜镍合金分选出来,一次高冰镍选矿流程见图 22-11。该合金中贵金属含量比高冰镍中贵金属含量高 10 倍。再将一次合金进行二次硫化,得到二次高冰镍,再经细磨和磁选及铜镍分选,便得到更富的二次铜镍合金,该合金中铂族金属加金的含量可达 2500 g/t。二次合金经过盐酸浸出镍,控制电位氯化浸出铜、镍,浓硫酸浸煮再除贱金属及四氯乙烯脱硫四个工序,就可得到含铂钯 12% 左右的贵金属,然后再进一步分离提纯。二次高冰镍的分选工艺流程见图 22-12,从二次合金中提取贵金属的工艺流程见图 22-13。

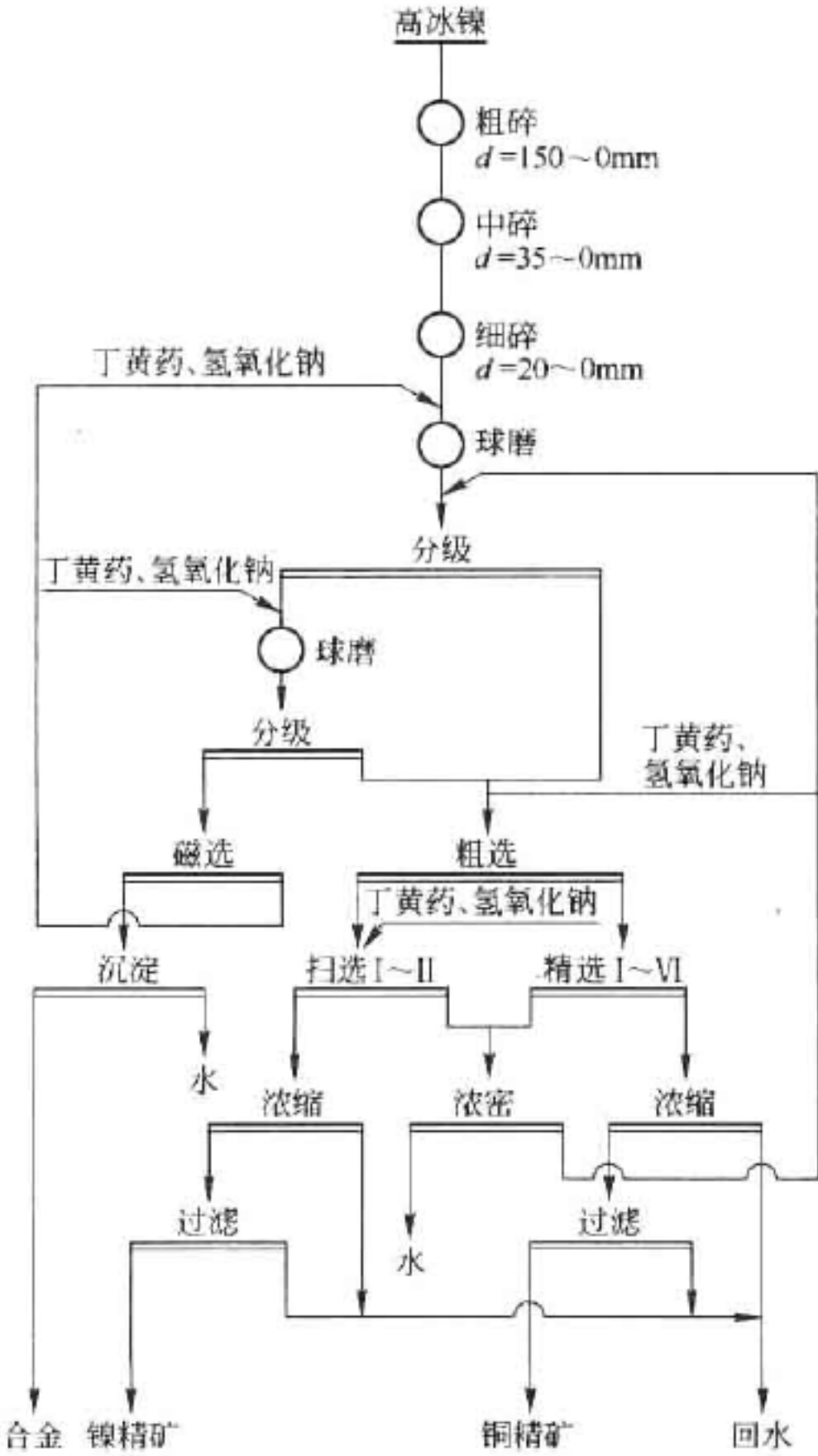


图 22-11 一次高冰镍的分选工艺流程

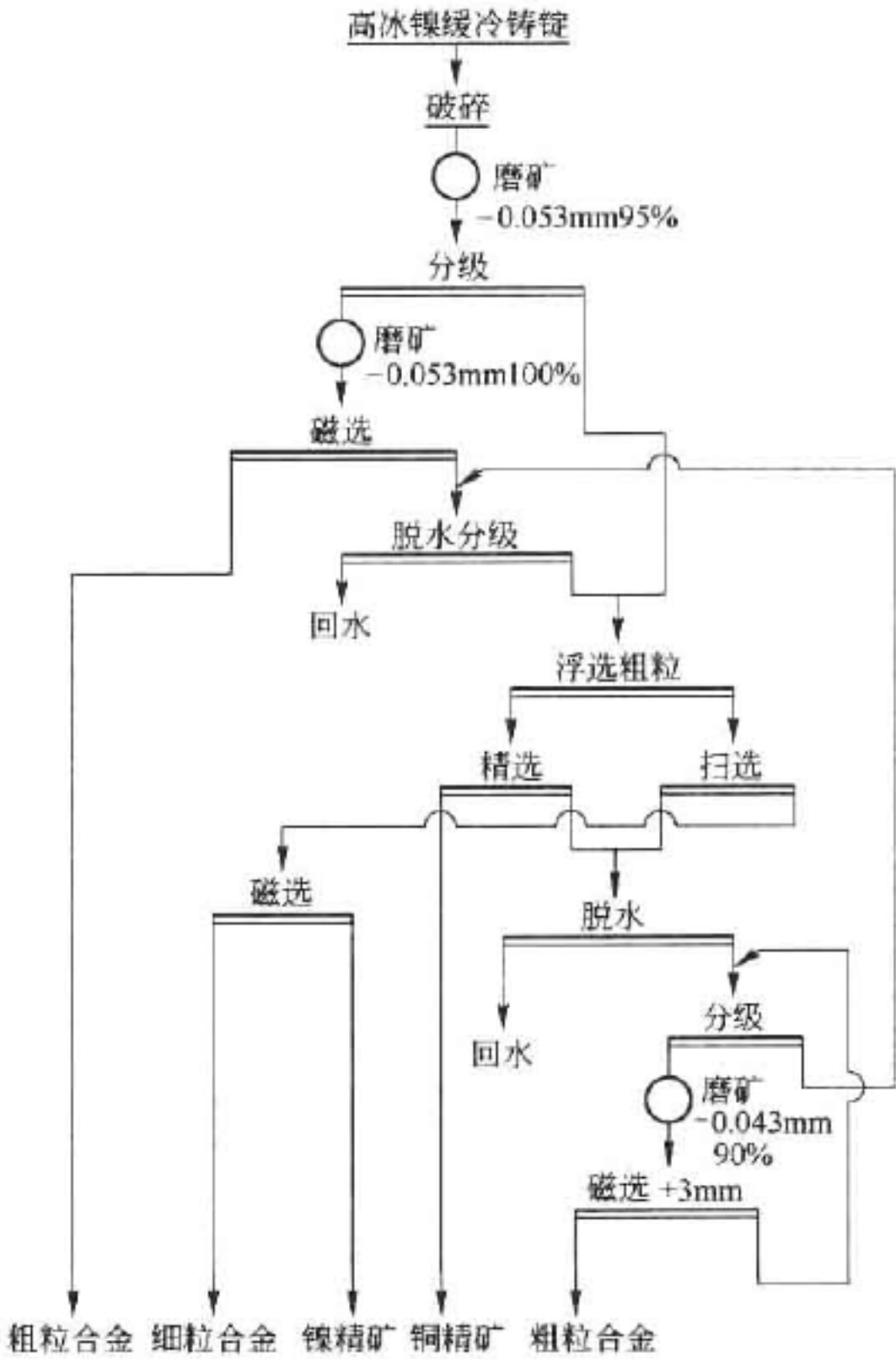


图 22-12 二次高冰镍的分选工艺流程

金川铜镍选矿新工艺流程研究中产出的含镍黄铁矿精矿,经氧压浸出提取镍、铜、镁后,浸出渣中含铂族金属及金银和少量残留得镍铜。采用浮选方法回收这些稀贵金属是可行的。选冶新工艺流程的扩大试验,取得了良好的成绩。稀贵金属、硫化物、元素硫及铁得到了综合回收。

原渣经温水洗涤,排除可溶性的盐及硫酸根,以减少对浮选过程的干扰和药剂消耗量;为改变氧压浸出过程中被污染的硫化物表面性质,添加适宜的调整剂来提高浮游活性;加入分散剂来分散细泥,再使用絮凝剂使大量的氧化铁絮凝成团,净化浆液,以便于浮选药剂和铂族金属、贵金属和硫化物之间的相互作用。浮选药剂的用量为:碳酸钠 1200 g/t,水玻璃 1500 g/t,硫酸铜 1000 g/t,HP-1 号 360 g/t,混合胺 165 g/t。浸渣浮选的主要工艺指标见表 22-7。

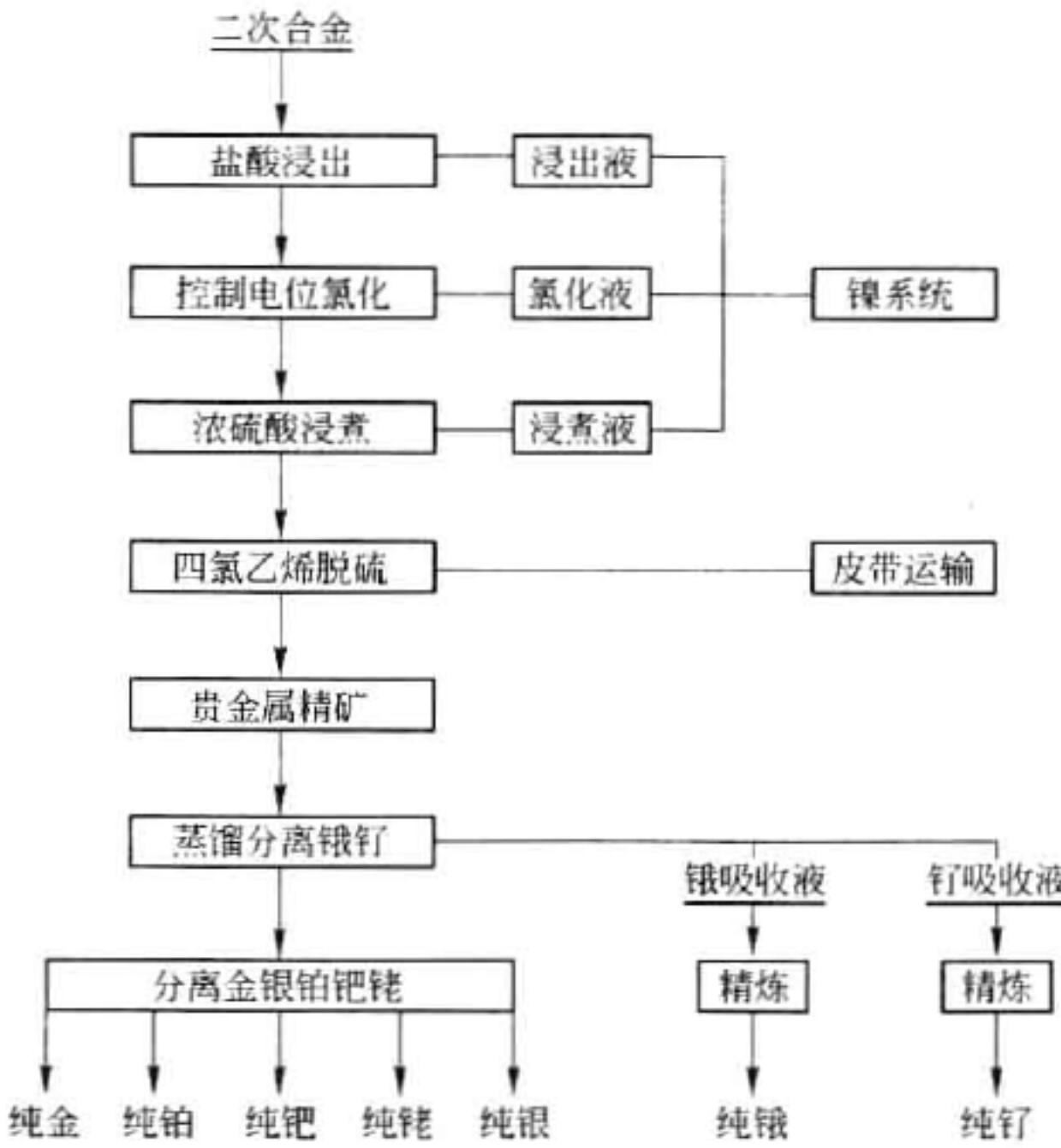


图 22-13
 二次合金中提取贵金属的工艺流程

表 22-7
 浸渣浮选的主要工艺指标

产品名称	品位/ $\text{g} \cdot \text{t}^{-1}$				回收率/%			
	Pt	Pd	Au	$\text{S}^0/\%$	Pt	Pd	Au	S^0
精 矿	0.56	0.16	0.25	39.21	85.02	55.73	85.14	98.81
尾 矿	0.04	0.05	0.02	0.20	14.98	44.27	14.86	1.19
原 渣	0.19	0.08	0.08	11.70	100.00	100.00	100.00	100.00

22.2
 国内外金、银一次资源选矿生产实践

22.2.1
 以贵金属(金、银)为主的矿山生产实例

22.2.1.1
 中国金、银矿床类型

中国金银矿床类型见表 22-8。

表 22-8
 中国金、银矿床类型

矿床类型	围岩种类	主要金属矿物及脉石矿物	实 例
含金石英脉	花岗岩	金属矿物以黄铁矿、黄铜矿为主。脉石矿物以石英、长石、方解石为主。金银呈自然金、银金矿、金银矿存在	招远金矿
破碎带蚀变岩	绢英岩化花岗质破碎岩	金属矿物以黄铁矿、黄铜矿为主。脉石矿物以石英、绢云母为主。金银呈银金矿、自然金存在	新城金矿
含金多金属硫化矿石英脉	斜长片麻岩、斜长角闪岩	金属矿物以黄铁矿、黄铜矿、方铅矿为主。脉石矿物以石英、长石为主。金银呈自然金与硫化矿共生	夹皮沟金矿

石英脉金矿床在世界上分布广,在中国储量中所占的比例较大,矿床呈脉状,也有呈网脉状、复脉状等形式,脉石以石英为主,其次为碳酸盐矿物,金属矿物以黄铁矿为主,其次为

黄铜矿、闪锌矿、方铅矿、毒砂、磁黄铁矿、白铁矿等,有时有钨、铋、锑、铀等元素富集,金多在呈显微状的自然金和银金矿中,矿石中金的含量高于银。

22.2.1.2 以其他金属为主、金银为辅的伴生金银矿床

在中国及世界各国中,伴生金银矿山很多,伴生金银生产量比例很大。根据主要金属的产品类型,常见的伴生金银的矿石有:单一铜矿石伴生金银(冬瓜山铜矿、凤凰山铜矿等)、铜硫矿石伴生金银(德兴铜矿、白银铜矿等)、铜铁矿石伴生金银(铜绿山铜矿、寿王坟铜矿、金口岭铜矿等)、铅锌矿石伴生金银(柿竹园铅锌矿、会理锌矿等)、铅锌硫伴生金银(凡口铅锌矿、黄沙坪铅锌等)、铜锌矿石伴生金银(红透山铜矿等)、铜铅锌铜矿伴生金银(小铁山铜铅锌矿等)。这些伴生有金银的矿石的选别方法主要取决于主金属的回收方法,绝大部分都是采用浮选法回收,生产主金属精矿,金银作为精矿中的伴生元素在冶炼中进行综合回收。

22.2.2 以金、银为主的矿山生产实例

22.2.2.1 托库仔巴依金矿

隶属于冶金地质总局正元国际矿业有限公司的托库仔巴依金矿为含金石英脉矿床,矿石主要是易选含金石英脉型矿石。主要金属矿物有黄铁矿、黄铜矿、磁黄铁矿、磁铁矿、赤铁矿、方铅矿、闪锌矿、白铁矿、辉钼矿、钛铁矿、金红石等,偶见自然金、碲金矿、碲银矿等,脉石矿物主要是石英,局部有斜长石、黑云母、绿泥石和碳酸盐聚集体。此外,该矿还有含金蚀变岩型和含金蚀变闪长岩脉型矿石,矿物组成与前者大致相同。金在矿石中主要以自然金、碲金矿存在。黄铁矿是矿石中最主要的金属矿物,也是最主要的载金矿物。在蚀变岩和蚀变闪长岩脉型矿石中,黄铁矿呈浸染状分布,有少量呈细脉状分布,其质量分数为0.5%~5%,个别可达10%,含金石英脉中,黄铁矿含量相对少些,但局部也可聚集成团,粒度较粗。

针对该矿的矿石性质,该公司一期建成投产450~500 t/d规模的选矿厂,选矿流程采用两段一闭路破碎,两段磨矿,最终磨矿细度为-0.074 mm占90%,然后用一次粗选、一次扫选、三次精选的浮选流程,最终精矿用压滤机压滤后堆存,外卖冶炼厂。目前的金精矿品位在50~60 g/t,金的回收率在83%左右。

该矿地处新疆边陲,距离内地遥远,所以在设备选型上力求质量上乘、操作简单、运行可靠,粗细碎分别选择NORDBERG的一台C80颚式破碎机和1台GP100MF圆锥破碎机细碎机,筛分采用1台2YAH1848圆振动筛。碎矿粒度为-10 mm。破碎能力可以达到1000 t/d,磨矿由两段组成,一段磨矿采用1台MQG2400×3000格子型球磨机、和1台FG-2400高堰式单螺旋分级机,二段磨矿采用1台MQY2100×3000溢流型球磨机和2台φ350水力旋流器。磨矿细度为-200目占90%。粗选采用1台XCF-4浮选机和4台BS-K4浮选机,精选采用1台XCF-4浮选机和1台BS-K4浮选机,扫选采用2台XCF-4浮选机和6台BS-K4浮选机。金精矿采用浓缩、压滤脱水流程,浓缩采用1台NZS-7浓缩机,压滤采用1台XAZ100/1200压滤机。最后,精矿含水12%左右。

该矿在建设过程中,将产品方案改为精矿外卖,去掉了精矿氰化部分,由于该矿所属地区属于大风大雪范围,为了便于管理和采暖,选厂采用平地建设,将整个选厂围成一个封闭的区域,比较适合当地的气候条件,尾矿没有按设计的压滤后排放的方案,而是直接用泵送到尾矿库自然沉降,金矿外卖运输距离较远,增加了生产成本,同时浮选回收率偏低,需要进

一步做流程试验探索。

22.2.2.2 山东大尹格庄金矿

大尹格庄金矿于1986年由烟台黄金设计院设计350t/d,并开始矿山一期建设,1991年11月竣工投产。选别方法为单一浮选,产品为单一金精矿。以后经过多次改扩建,1998年由北京有色冶金设计研究总院设计2000t/d露天选矿厂,2001年11月竣工投产。选别工艺有浮选、重选,产品主要有金精矿和重选金矿。2007年实施再扩建,使处理能力达到4000t/d。

矿石类型属低硫金矿石。矿石中,金属矿物主要有黄铁矿和银金矿,其次有黄铜矿、方铅矿、闪锌矿、自然金等;非金属矿物主要有绢云母和石英,次有长石和方解石等。多呈粒状产出,次为脉状和片状。金矿物赋存状态,银金矿多呈裂隙金产出,自然金以晶隙金和包裹金为主。矿石结构主要为晶粒状结构,次为压碎结构,矿石构造主要为细脉状、浸染状和斑点状构造。矿石密度 2.79 t/m^3 ,矿石松散密度 1.68 t/m^3 ,矿石松散系数1.66,矿石自然安息角 38° ,矿石磨矿功指数 $18\sim 19.5\text{ kW}\cdot\text{h/t}$ 。

2000t/d规模选矿厂的碎矿采用三段二闭路破碎流程(粗碎设于井下),单段磨矿,一次粗选二次扫选二次精选的浮选和两段脱水的工艺流程。碎矿产品粒度为 -12 mm ,磨矿细度为 -0.074 mm 占57%,精矿滤饼水分15%~18%。浮选金精矿销售给招远黄金冶炼厂。

在磨矿回路中采用尼尔森选矿机回收单体金,再用摇床精选获得重选金精矿,重选回收率在14%左右。

粗碎采用 900×1200 颚式破碎机并设在井下,中碎选用1台HP-300型标准圆锥破碎机,细碎选用1台HP-300型短头圆锥破碎机。

矿石粗碎后,用箕斗提到地面井塔矿仓中,经振动放矿机给矿,通过1号带式输送机送到2YAHF2460型双层振动筛。上层筛筛上物料送到中碎HP-300型标准圆锥破碎机破碎,中层筛筛上物料送到HP-300短头圆锥破碎机破碎。中、细碎排矿,经2号带式输送机在转运站与原矿合并返回振动筛。筛下产品直接落入粉矿仓,最终产品粒度 -12 mm 。

矿石从粉矿仓,经带式输送机卸到3号带式输送机上,并装有电子皮带秤,与皮带给矿机连锁,自动控制皮带速度,以保证球磨机定量给矿。

磨矿流程为球磨机与旋流器分级磨矿流程,磨矿细度为 -0.074 mm 占57%。矿石经 $\phi 4.0\text{ m}\times 6.0\text{ m}$ 球磨机磨矿后,用泵扬送到 $\phi 500-4$ 旋流器分级,旋流器溢流经搅拌槽搅拌后进入浮选机,旋流器底流分成两股分别进入尼尔森选矿机和返回球磨机。尼尔森精矿去摇床精选,最终得重选金精矿。

粗选、扫选选用10台KYF-16 m^3 型充气搅拌式浮选机,精选选用5台KYF-4 m^3 浮选机。

浮选金精矿直接送往脱水系统。由 $\phi 12\text{ m}$ 浓缩机和XKG80U/1000型箱式压滤机组成的脱水系统处理,脱水后的金精矿经皮带卸入精矿仓中,装车发往招远黄金冶炼厂。

厂房布置和设备配置:碎矿、磨矿采用露天配置,钢结构型式;将筛分设备配置在粉矿仓上面,筛下产品直接进入粉矿仓,筛上产品通过筛上漏斗分别进入(利用粉矿仓的死角)中、细碎缓冲矿仓,采用变频调速振动给矿机控制两台HP300破碎机挤满给矿;整个碎矿系统回路由两条带式输送机形成闭路,1号皮带机将井口原矿仓矿石运到振动筛,2号皮带机将中细碎排矿均返回1号皮带机。配置十分紧凑,具有流程简化,占地面积小,投资和生产成本低等优点。

国内首例中、细碎缓冲矿仓与粉矿仓三位一体的创新设计。其主要技术指标见表 22-9。

表 22-9 2005—2007 年主要技术经济指标

项 目	指 标		
	2005 年	2006 年	2007 年(上半年)
处理量/t	982459	1065347	550759
精矿量/t	31213	42240	19091
浮原品位/g·t ⁻¹	2.40	2.32	2.22
原矿品位/g·t ⁻¹	2.56	2.39	2.27
精矿品位/g·t ⁻¹	68.54	55.51	60.47
尾矿品位/g·t ⁻¹	0.15	0.13	0.13
选矿比/倍	29	25	29
浮选回收率/%	93.96	94.79	94.51
选矿总回收率/%	94.33	94.95	94.64
磨矿机利用系数/t·m ⁻³ ·台时 ⁻¹	0.82	0.83	0.81
实际生产能力/g·t ⁻¹	2760	2976	3094
选矿耗电/kW·h·t ⁻¹	24.30		
选矿成本/元·t ⁻¹	36.86		

碎磨工艺过程实现自动化控制:碎矿、磨矿系统采用控制室集中控制。中、细碎系统设有功率自动控制系统,以保证碎矿系统的通过能力和最终产品粒度。

磨矿系统采用恒定给矿、比例加水及泵池液位和旋流器给矿压力,以保持回路稳定的控制,旋流器给矿和溢流分别设有浓度和流量检测与计量。

国内先进的选矿过程自动控制设计,确保了“多碎少磨”和选金过程稳定控制目标的实现。

山东大尹格庄金矿选矿工艺流程见图 22-14。

22.2.2.3 山东黄金矿业(莱州)有限公司新城金矿

新城金矿属中温热液蚀变花岗岩型金矿床。矿体赋存在绢云母化、绿泥石化、硅化、黄铁矿化和碳酸盐化的含矿蚀变带。矿石中主要金属矿物有黄铁矿,少量的黄铜矿、方铅矿、闪锌矿和银金矿。脉石矿物以石英、绢云母为主,绿泥石和方解石次之。矿石性质为中国典型的数量最多的石英脉型金矿石,均属贫硫化物含金矿石。矿石含硫较低,有害杂质少,金的嵌布粒度较细,一般赋存在黄铁矿为主的金属硫化物的裂隙和晶隙,包裹金较少,赋存在黄铁矿的裂隙和晶隙中的金约占 60% 以上。自然金的粒度较细,一般为 0.002 ~ 0.02 mm,矿石密度 2.78 t/m³。

浮选获得含金硫精矿,金回收率为 95% 左右。金精矿再磨,进行氰化浸出、锌粉置换,产出金泥和副产品硫精矿(即浸渣)。金泥经火法冶炼得到合质金,然后电解为最终产品金锭和银锭。选矿工艺流程见图 22-15。

22.2.2.4 山东招远金矿玲珑选矿厂

玲珑矿区属裂隙充填含金石英脉矿床。矿体主要由含金石英脉、含金黄铁石英脉、含

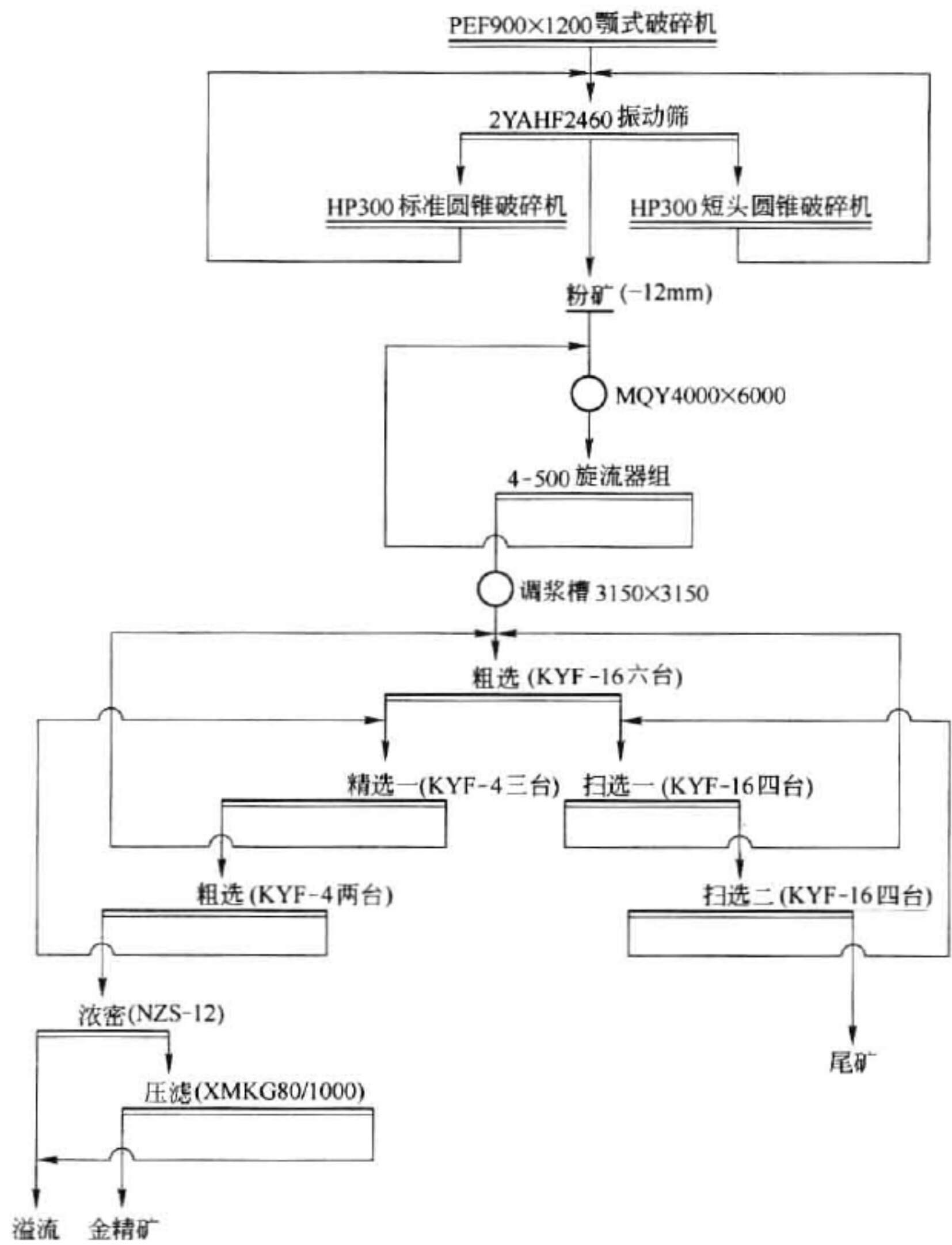


图 22-14 山东大尹格庄金矿选矿工艺流程

金黄铁绢英岩化花岗岩等组成。矿石中主要金属矿物有黄铁矿、黄铜矿、银金矿和自然金等。脉石矿物主要有石英、斜长石、方解石、绢云母等。

银金矿和自然金多呈细粒及点滴状产出，分布在黄铁矿、黄铜矿和石英的孔隙和边缘处，矿石密度 2.75 t/m^3 。

选金工艺采用浮选—金精矿氰化联合流程。浮选获得金精矿，再磨后进行氰化浸出、逆流洗涤、锌粉置换、金泥冶炼，合质金电解后获得最终产品金锭和银锭，以及副产品硫精矿（即氰化浸渣），工艺流程见图 22-16。

22.2.2.5 黑龙江乌拉嘎金矿

乌拉嘎金矿矿石为石英黄铁矿型、碳酸盐黄铁矿型和玉髓质石英黄铁矿型。矿石中主要金属矿物为黄铁矿和白铁矿；主要非金属矿物为高岭土石化、硅化、绢云母化、碳酸盐化等。矿石泥化十分严重。该矿石虽组分简单，可是包裹金占 57 %（其中脉石包裹占 36 %，黄铁矿包裹占 21 %）。实际生产矿体分布位置不同，矿石性质也不同。金矿物以细粒嵌布

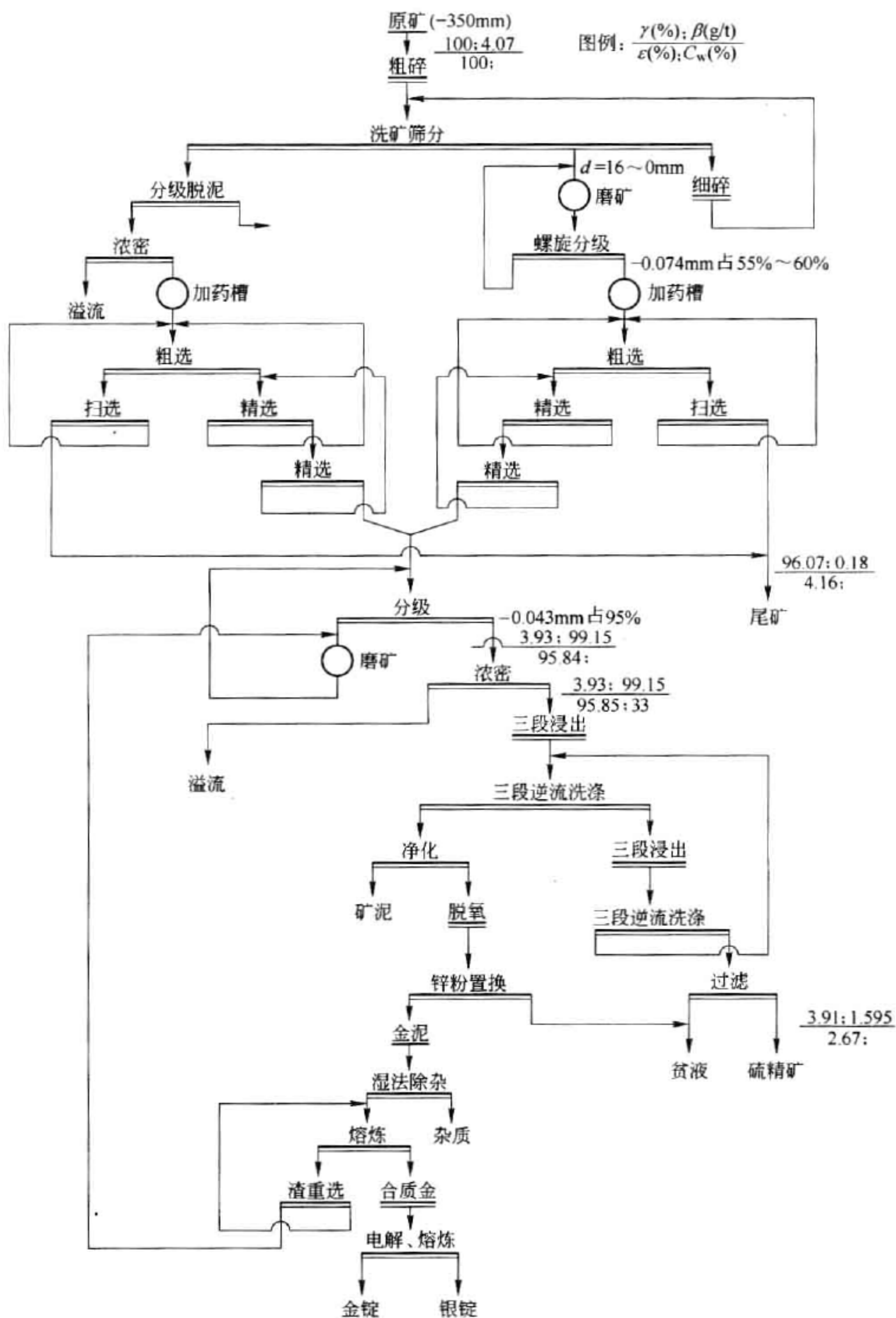


图 22-15 新城金矿选矿工艺流程

为主,形态较复杂,以枝叉状为主,次之角粒状及板片状,少量为浑圆状、针线状、麦粒状、叶片状等。选矿工艺为浮选—金精矿氰化—锌粉置换。目前,随着开采矿点及深度的变化,矿石性质也发生了较大变化,致使选矿工艺生产指标较低,金精矿产率 8.69%、品位 24.87 g/t。

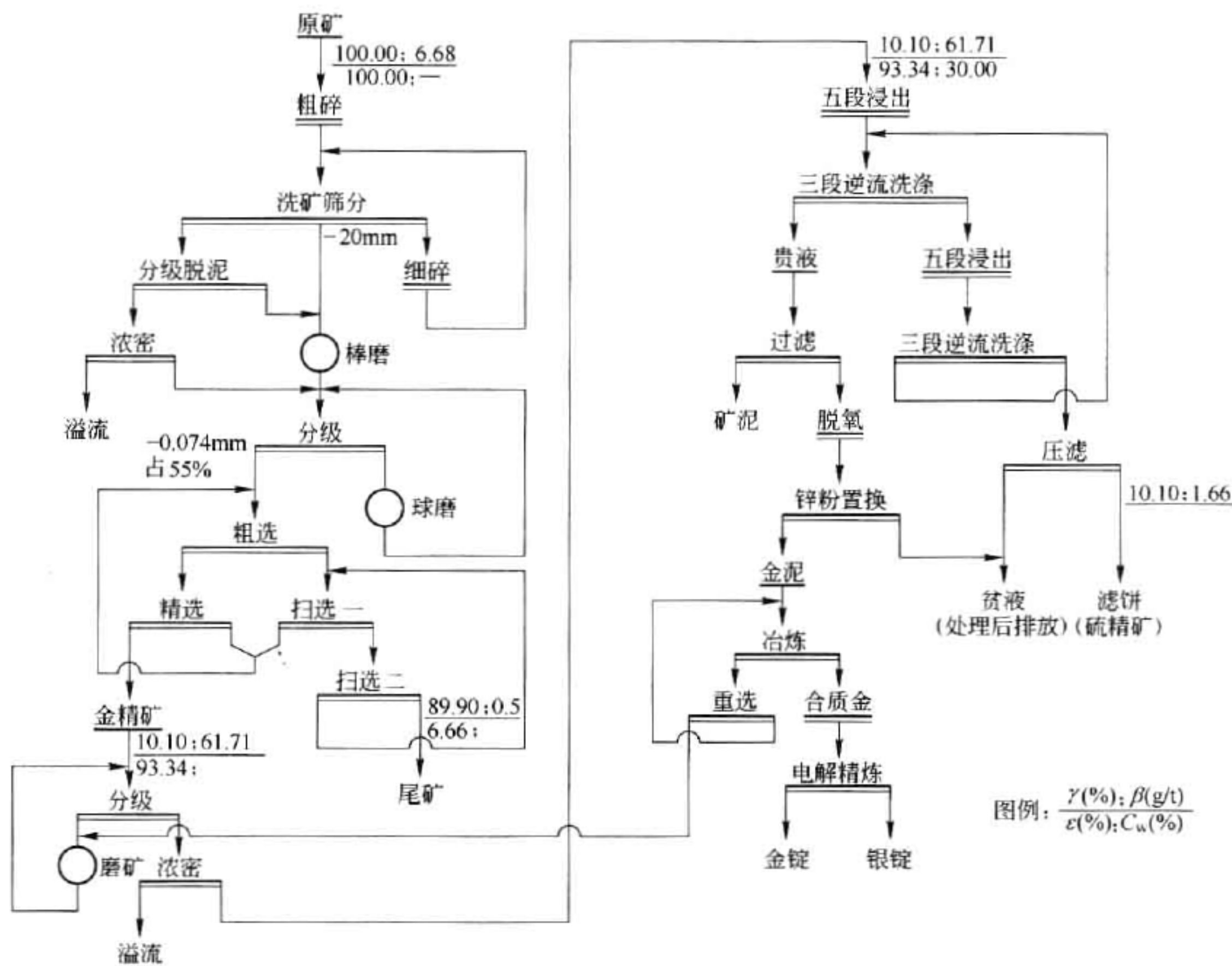


图 22-16 招远金矿玲珑选矿工艺流程

金浮选回收率 75.45%，金精矿氰化浸出率 75%，金精矿浸渣出售给冶炼厂。乌拉嘎金矿选矿工艺流程见图 22-17。

由于矿石性质的变化，金的回收率低，委托长春黄金研究院进行了选矿试验，原矿浮选采用 -0.074 mm 占 90%，采用一粗三扫两精浮选、浮选中矿氰化浸出流程，试验结果见表 22-10。

表 22-10 乌拉嘎金矿选矿试验结果

	产 物 名 称		产 率 / %		品 位 / $\text{g} \cdot \text{t}^{-1}$		回 收 率 / %	
- 0.074 mm 占 90% , 二次精选中矿氰化	金精矿		3.32		72.50		84.29	84.29
	中矿	贵液	17.53		1.43		8.78	5.16
		浸渣		17.53		0.59		3.62
	尾 矿		79.15		0.25		6.93	6.93
	原 矿		100		2.85			100

在 -0.074 mm(200 目)占 90% 的条件下，采用单一浮选流程，金回收率为 84.05%，尾矿金品位降到 0.50 g/t，比 -0.074 mm(200 目)占 75% 的单一浮选流程金回收率提高了 8.60%。若采用浮选—中矿氰化流程，金总回收率为 89.45%，尾矿金品位降到 0.31 g/t，与现场浮选流程相比，金回收率提高了 14.00%。

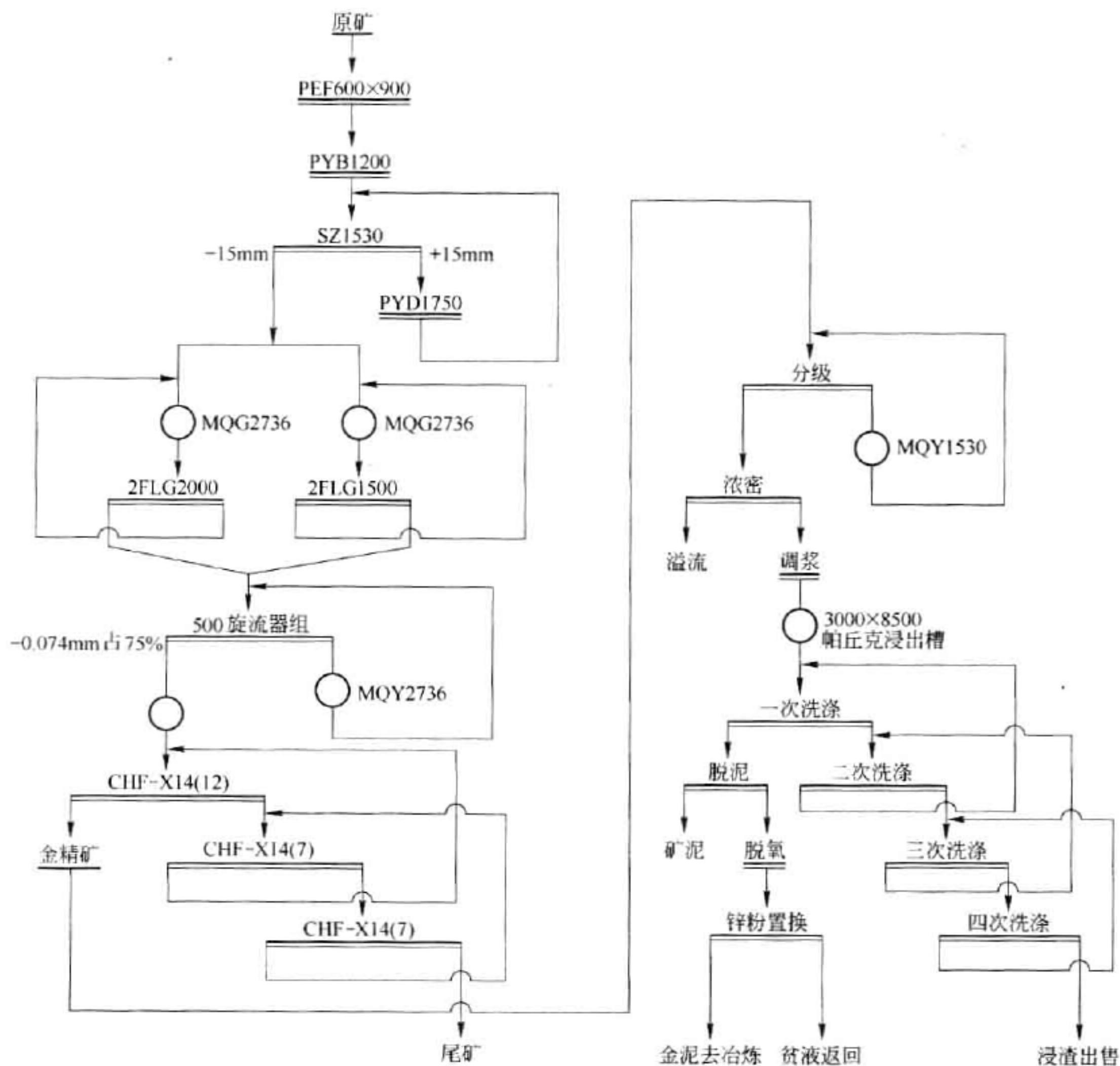


图 22-17 乌拉嘎金矿现生产选矿工艺流程

由于金精矿中含有 22.47% 的中粗粒金,因此确定采用重选—重选尾矿生物氧化—氰化浸出提金工艺流程。最终的试验结果为:金精矿品位 75.50 g/t,金重选回收率为 14.39%;重选尾矿生物氧化 5 天,氧化渣产率为 80.09%、金品位为 80.71 g/t,氧化渣氰化浸出率为 94.65%。金精矿采用重选—重尾生物氧化—氰化浸出—锌粉置换提金工艺,金的总回收率可达 94.97%。

金精矿在焙烧温度 500℃、焙烧时间 2 h、焙砂浸出浓度 33%、pH 值 10.5、碱处理时间 2 h、NaCN 用量 12 kg/t(以焙砂计)、浸出时间 36h,焙砂金的浸出率为 91.66%。金精矿焙烧—氰化提金工艺可获得 91.11% 的总回收率。

该金精矿无论采用重选—重选尾矿生物氧化—氰化提金工艺还是金精矿焙烧—氰化提金工艺,金的浸出率均获得较高的指标。

根据试验结果,乌拉嘎金矿正在进行选冶工艺流程的技术改造。

22.2.2.6 河北张家口金矿

河北张家口金矿于 1975 年,由北京有色冶金设计研究总院设计,设计规模为 450t/d。

1984年北京有色冶金设计研究总院和美国戴维·麦基公司联合设计了450 t/d的炭浆厂，于1986年建成投产。

矿床属中温热液裂隙充填石英脉型矿床。矿石为贫硫化物含金石英脉类型。矿石中主要金属矿物有褐铁矿和赤铁矿，其次为方铅矿、白铅矿、铅矾、磁铁矿和少量黄铁矿、黄铜矿及自然金；脉石矿物以石英为主，其次有绢云母、长石、方解石、白云石等。绝大部分的自然金与金属矿物共生，其中以褐铁矿含金为主。矿石密度为 2.51 t/m^3 。

原采用单一浮选流程产出金精矿，由于自然金主要与金属氧化物矿物共生，所以金的浮选回收率仅达到73%~75%。为此，于1985年开始对工艺进行改造，采用原矿直接氰化的炭浆法新工艺，产品为合质金。其工艺流程见图22-18，设备联系图见图22-19。

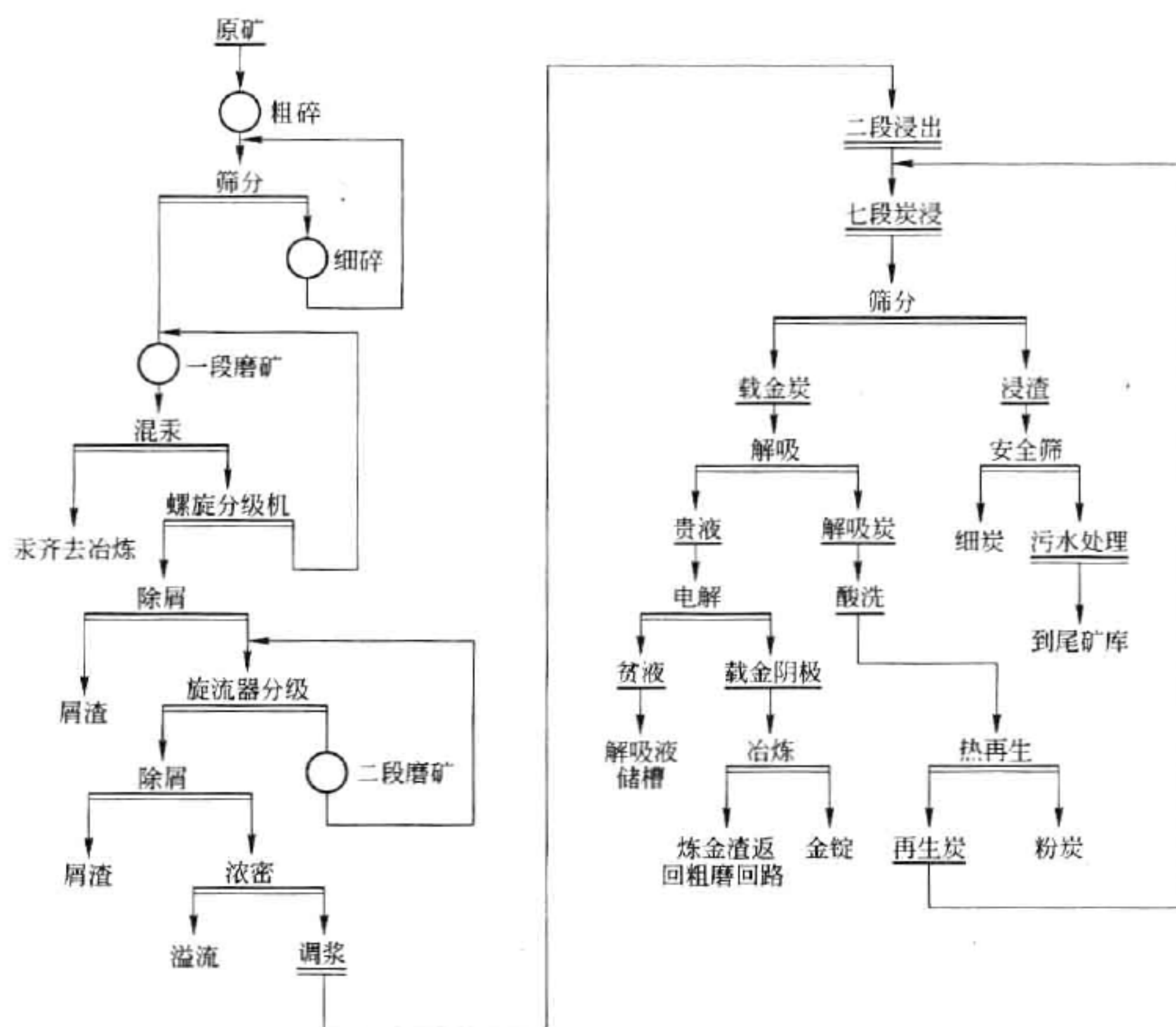


图22-18 张家口金矿炭浆厂提金工艺流程

22.2.2.7 中国黄金集团夹皮沟矿业有限公司

夹皮沟金矿始建于1938年，几经改造和设备更新，现在处理能力为1700 t/t。

夹皮沟金矿属中温热液裂隙充填石英脉矿床。矿石中主要金属硫化物为黄铁矿、方铅矿、闪锌矿、黄铜矿等，金属氧化物及其他金属矿物为褐铁矿、黝铜矿。金矿物主要是自然金，少量银金矿；银矿物主要是辉银矿。脉石矿物主要为石英、长石。矿石工艺类型为少硫化物含金矿石类型。矿石中主要有价回收元素为金，其次为银。

金的嵌布粒度很不均匀，粗、中、细粒度均有分布，其中以中、细粒金为主，占78.39%，粗粒金占12.06%，微粒金占6.47%。金矿物嵌布状态以粒间金为主，占69.78%，其次为裂

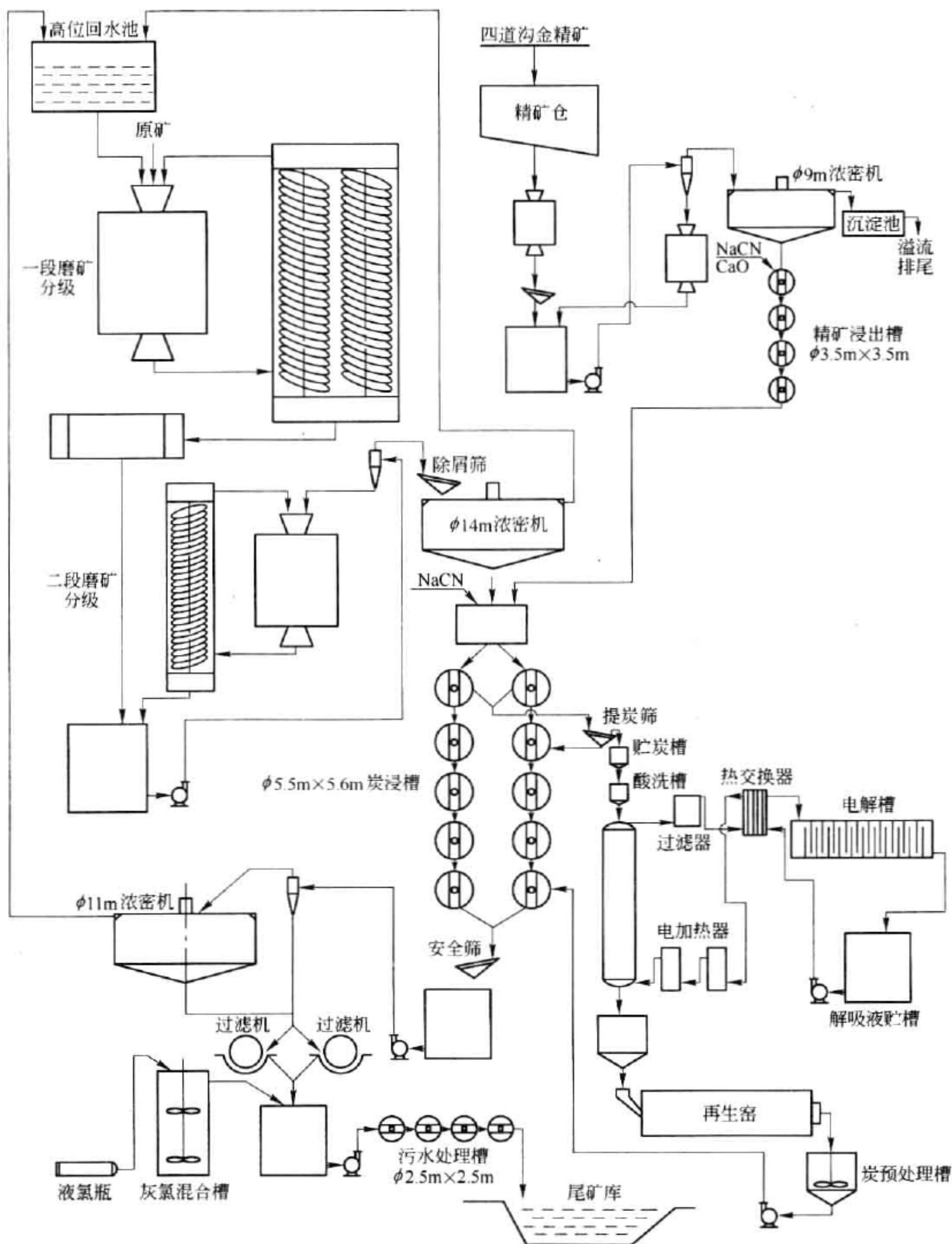


图 22-19 张家口金矿炭浆厂设备联系图

隙金占 23.71%，包裹金占 6.51%。

现处理能力为 1700 t/d，该矿的选矿工艺流程见图 22-20 和图 22-21。原矿混汞—浮选—金精矿炭浸提金工艺，金的总回收率为 88.5%；原矿重选—炭浸提金工艺，金的总回收率为 94.6%。

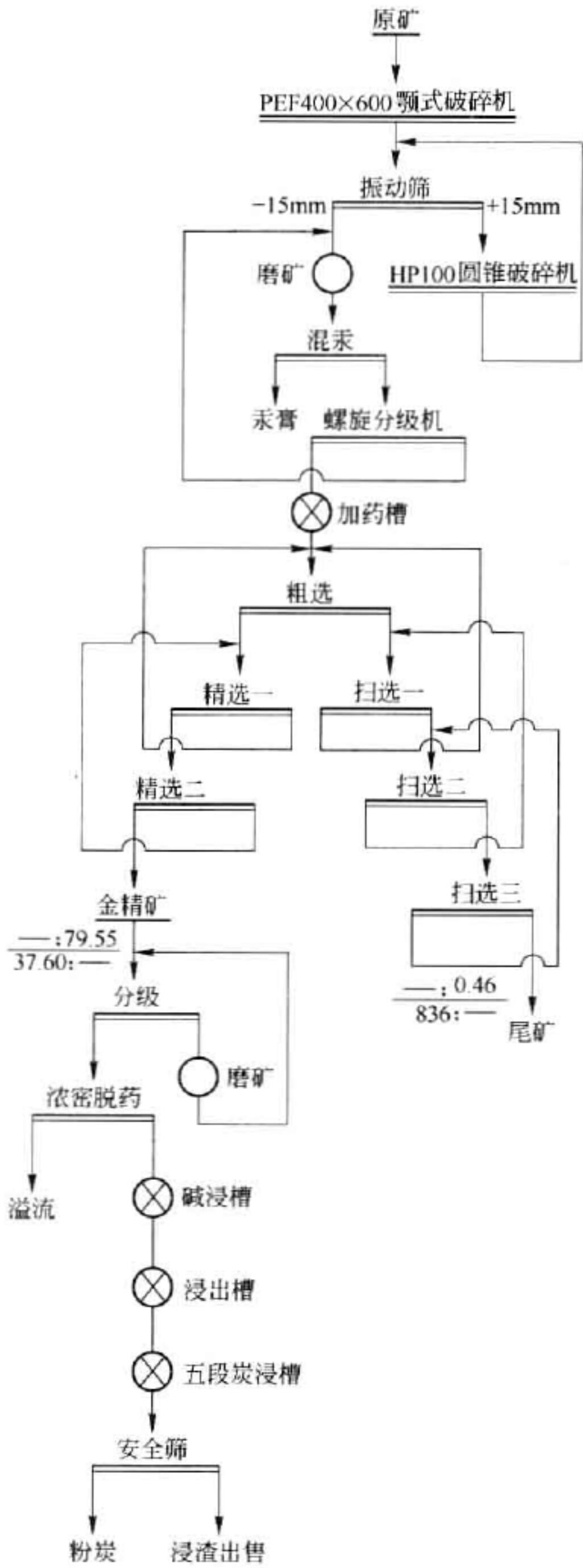


图 22-20 2005 年以前夹皮沟金矿选矿工艺流程

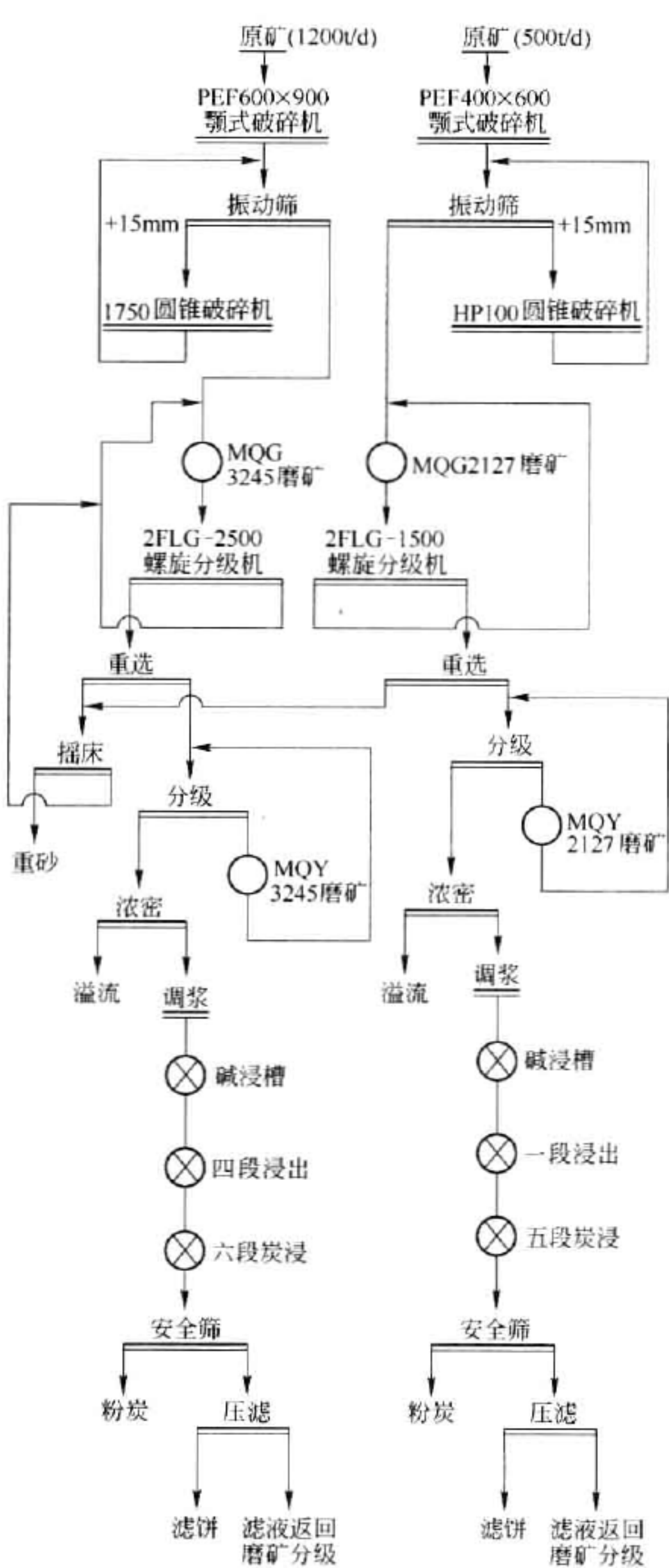


图 22-21 夹皮沟金矿现有选矿工艺流程

22.2.2.8 河南桐柏银矿

河南桐柏银矿矿石中主要金属矿物为辉银矿、黄铁矿,其他金属矿物为方铅矿、闪锌矿。选厂处理能力 800t/d,原矿在磨矿细度 -0.074mm 占 85% 的条件下,采用一次粗选三次扫选二次精选混合浮选流程,获得产率为 3.2% 左右的银铅锌混合精矿。混合精矿多元素分析见表 22-11。

该矿的原矿多元素分析见表 22-12。

表 22-12 原矿多元素分析结果

元 素	Au ^①	Ag ^①	Cu	Pb	Zn	Fe	S
w/%	5.85	37.87	0.38	0.32	0.29	11.91	8.40
元 素	As	C	CaO	MgO	SiO ₂	Al ₂ O ₃	
w/%	0.06	0.73	4.80	2.93	47.66	10.11	

①: w(Au) 为 10⁻⁶, w(Ag) 为 10⁻⁶。

矿石中组分复杂,矿物种类较多,主要金属矿物有黄铁矿、黄铜矿、方铅矿、闪锌矿、次生铜矿物,金属氧化物有黝铜矿、少量辉铜矿、斑铜矿、赤铁矿、磁铁矿、褐铁矿等;贵金属矿物主要为自然金、少量银金矿、微量的金银矿;银矿物主要是自然银和少量的辉银矿;脉石矿物主要有石英、长石、绢云母、绿泥石、含少量的碳酸盐、黏土矿物及微量的锆石、石榴石等。矿石中主要有价元素为金、银,金品位为 5.85 g/t、银为 37.87 g/t,可综合回收的有铜、铅、锌、硫。

矿石中金矿物的嵌布粒度在粗、中、细粒级均有分布,以中、细粒为主,占 75.65%,粗粒金占 19.40%,且含有大粒金。金矿物的赋存状态主要以裂隙金为主,占 47.51%,粒间金和包裹金分别占 31.22%、21.27%,其中硫化物包裹金占 17.77%,脉石包裹金占 3.50%。根据矿石特征,该矿石工艺类型为中等硫化物多金属含金矿石。

通过选矿试验,对即将扩建处理规模为 1000 t/d 的选矿厂,采用原矿石重选—重选尾矿混合浮选—混合精矿氰化—氰渣综合回收工艺流程。

22.2.2.10 湖北三鑫金铜股份有限公司选矿厂

该选矿厂分别由长沙有色冶金设计研究院、长春黄金设计院设计,其中二期系列设计能力为 800 t/d,1997 年建成投产;三期系列设计能力为 1000 t/d,2001 年建成投产;现生产能力达 1900 t/d。

该矿拥有鸡冠咀、桃花咀两大地下多金属矿床。鸡冠咀矿床属中温热液矽卡岩型矿床,桃花咀矿床属岩浆期后热液接触交代矽卡岩型矿床。两矿床为铜、金、硫、铁多金属共生的金矿床。矿石类型有铜矿石、铜金矿石、铜硫矿石、铜金硫矿石、铜金铁矿石、铜铁矿石、金硫矿石、硫矿石、铁矿石等。矿石结构较复杂,主要有自形晶结构、半自形晶结构、他形晶结构、反应边结构、交代环带结构、交代残余结构、填间结构等。

矿石的矿物组成较复杂,矿物种类繁多,矿石中的矿物近 50 种。主要矿物有:自然金、银金矿、银矿物、黄铜矿、黄铁矿、胶状黄铁矿、白铁矿、斑铜矿、辉铜矿、蓝辉铜矿、铜蓝、闪锌矿、铁闪锌矿、方铅矿、辉钼矿、磁铁矿、假象和半假象赤铁矿、菱铁矿。主要脉石矿物有:方解石、石英、绢云母、长石、辉石、角闪石、黑云母、楣石等。工业可利用的主要矿物为自然金、银金矿、黄铜矿、斑铜矿、辉铜矿、蓝辉铜矿、铜蓝、黄铁矿及磁铁矿等。

金在矿石中的分布分高、中、低三个类型:(1)铜金硫矿石、铜金铁矿石、铜金矿石和金硫矿石中金的品位较高;(2)铜硫矿石、铜矿石、铜铁矿石中金的品位为中等;(3)硫矿石、铁矿石中金的品位最低。

矿石中金矿物以粒间金、裂隙金、包裹金三种形式产出,其中粒间金占 48.60%,裂隙金占 41.0%,包裹金占 10.4%。

原矿多元素分析见表 22-13,金矿物粒度统计结果见表 22-14。

表 22-13 矿石多元素分析

元素	Cu	Fe	S	Au/g·t ⁻¹	Ag/g·t ⁻¹	Pb	Zn	Co	Mo	Bi
w/%	1.56	35.79	12.24	2.81	10.0	0.03	0.074	0.02	0.018	0.016
元素	Te	Mn	Ni	TiO ₂	P ₂ O ₅	CaO	MgO	Al ₂ O ₃	SiO ₂	
w/%	0.007	0.11	0.003	0.063	0.018	10.08	1.66	2.06	12.98	

表 22-14 自然金矿物粒度统计

粒级/mm	巨粒金	粗粒	中粒	细粒	微粒
	>0.2	0.2~0.074	0.074~0.037	0.037~0.005	0~0.005
分布率/%	1.5	23.8	17.8	20.3	36.6

矿石密度 3.23 t/m³,松散密度 2.02 t/m³,硬度系数 6~12,堆积角(-15 mm)40°。

碎矿采用三段一闭路碎矿流程,给矿最大粒度 480 mm,碎矿产品粒度为 -12 mm,其中 -8 mm 级别约占 65%。

磨浮采用一段闭路磨矿(细度 -0.074 mm 65%)、金、铜、硫混合浮选,混合精矿再磨后进行金、铜与硫分离浮选,得到金精矿、铜精矿和硫精矿。

浮选尾矿经过弱磁—中磁回收磁铁矿、假象半假象赤铁矿,得到铁精矿。

磁选尾矿经溜槽、摇床回收粗颗粒连生体金,得到重选金精矿。

金铜精矿、硫精矿、铁精矿均采用二段脱水工艺。

选矿工艺流程见图 22-23,主要技术指标见表 22-15,选矿厂主要设备见表 22-16,主要材料及动力消耗见表 22-17。

表 22-15 主要技术指标

项 目		2003 年	2004 年	2005 年	2006 年	备 注
原矿品位	Au/g·t ⁻¹	2.286	2.109	2.043	2.002	
	Cu/%	1.810	1.672	1.673	1.569	
	S/%	10.241	7.798	7.018	7.278	
	TFe/%	26.262		22.513	22.024	
金铜精矿品位	Au/g·t ⁻¹	20.30	21.79	20.06	20.61	
	Cu/%	17.92	19.06	18.19	18.02	
	S/%	35.51	36.57	37.46	37.73	
硫精矿品位	Au/g·t ⁻¹	1.09	1.25	1.14	1.05	
	Cu/%	0.33	0.32	0.33	0.29	
	S/%	31.83	33.49	34.58	36.33	
尾矿品位	Au/g·t ⁻¹	0.408	0.33	0.271	0.274	
	Cu/%	0.143	0.12	0.094	0.090	
	S/%	6.88	4.05	1.420	1.070	
浮选回收率	Au/g·t ⁻¹	83.01	84.05	84.71	83.92	
	Cu/%	92.55	92.77	93.83	93.60	
	S/%	8.49	16.07	37.01	45.59	只计硫精矿
金精矿品位 Au/g·t ⁻¹		48.17	60.17	52.62	78.80	
重选金回收率/%		0.66	1.03	1.04	1.22	
铁精矿品位 TFe/%		61.64	61.22	61.04	61.15	
磁选全铁回收率/%		23.14	23.39	20.87	22.39	

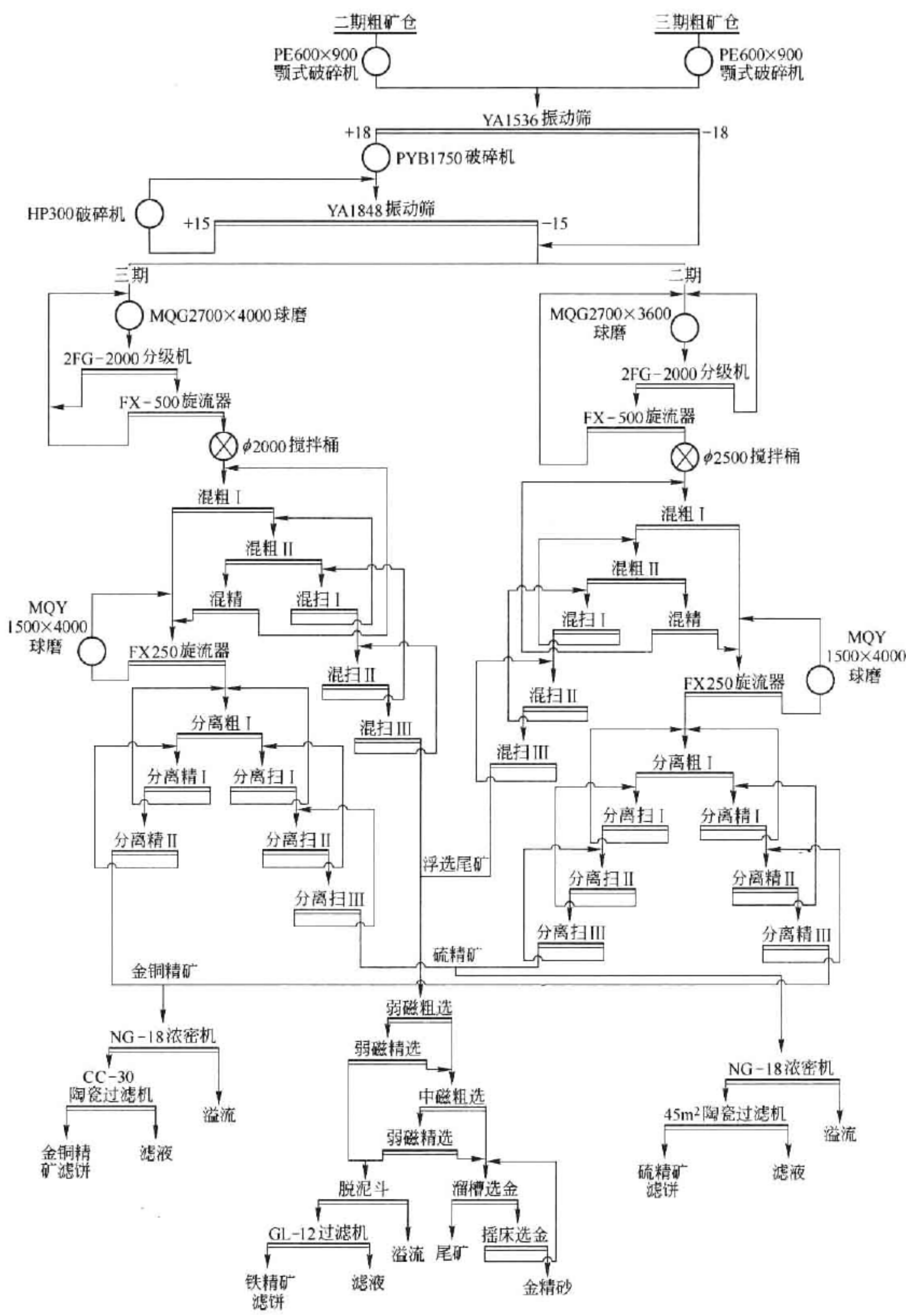


图 22-23 湖北三鑫金铜矿选矿厂工艺流程

表 22-16 选矿主要设备

设备名称与规格	单位	数量	备 注	设备名称与规格	单位	数量	备 注
PE600×900 颚式破碎机	台	2	二期、三期各 1 台	φ1050×3000 弱磁选机	台	2	1 用 1 备
PYB1750 圆锥破碎机	台	1		φ750×1800 弱磁选机	台	2	1 用 1 备
HP-300 圆锥破碎机	台	1	进口	φ1050×2100 中磁选机	台	2	
MQG2740 球磨机	台	1		φ750×700 多极磁选机	台	1	
MQG2736 球磨机	台	1		φ18 m 浓缩机	台	2	
2FG-2000 分级机	台	2		φ15m 浓缩机	台	2	
FX-500 旋流器	台	2	一段控制分级	φ3 m 脱泥斗	台	2	1 用 1 备
MQY1540 球磨机	台	2		CC-30 陶瓷过滤机	台	2	进口
FX-250 旋流器	台	2	1 用 1 备	45 m ² 陶瓷过滤机	台	2	国产
FX-300 旋流器	台	2	1 用 1 备	GL-12 圆筒过滤机	台	2	1 用 1 备
SF-8 浮选机	台	11		6S 摇床	台	2	1 用 1 备
SF-4 浮选机	台	12		YA1536 圆振动筛	台	1	
XCF-8 浮选机	台	9		YA1848 圆振动筛	台	1	
KYF-8 浮选机	台	10					

表 22-17 选矿主要材料、动力消耗

钢球用量 /kg·t ⁻¹	石灰用量 /kg·t ⁻¹	MOS-2 用量 /g·t ⁻¹	MB 用量 /g·t ⁻¹	RB ₃ 用量 /kg·t ⁻¹	水用量 /m ³ ·t ⁻¹	电用量 /kW·h·t ⁻¹	备注
0.74	7.2	82.1	119.2	24.7	5.0	28.06	

22.2.3 国内伴生贵金属矿山生产实践

22.2.3.1 白银小铁山铜铅锌多金属矿选矿厂

小铁山选厂破碎采用三段一闭路流程,原矿最大粒度 500 mm,破碎最终产品粒度为 12 mm,磨矿分三段,一段磨矿分级机溢流粒度 -0.074 mm 占 70%,进行混合浮选并丢弃最终尾矿;第二段磨矿为 Cu、Pb、Zn、S 混合精矿再磨,分级粒度为 -0.074 mm 占 92%~94%,进行硫与铜铅锌分离浮选;第三段为脱硫后的 Cu、Pb、Zn 混合精矿再磨,磨矿粒度为 -0.074 mm 占 96%~98%,浮铜抑铅锌,得到的铜精矿和铅锌混合精矿,生产工艺流程见图 22-24。

在粗磨的情况下,用重选回收粗粒金,获得品位为 360 g/t、回收率为 40% 的金精矿。浮选作业有全混合浮选、脱硫浮选和 Cu、Pb、Zn 分离浮选组成,并分别在弱碱性、碱性及弱碱性介质中进行。为达到一次丢弃尾矿。金银主要富集在铜精矿和铅锌混合精矿中。铜精矿中 Au、Ag 品位分别为 7.85 g/t 和 525 g/t,Au、Ag 回收率分别为 21.49% 和 20.89%,铅锌混合精矿中 Au、Ag 品位分别为 3.15 g/t 和 315 g/t,Au、Ag 回收率分别为 38.94%、54.01%。重选回收部分粗粒金,回收率为 10.17%。

金、银选矿指标见表 22-18。

小铁山铅锌矿在回收伴生金银方面做了许多有益的工作,进行了一系列的工业试验,最终选定在磨矿分级回路中用螺旋溜槽回收粗粒金,金的回收率比单一浮选流程高 15% 左右,实践证明,螺旋溜槽在磨矿分级回路中回收粗粒金比较适合,该设备简单,动力消耗少,生产能力大,金的富集比高,回收率高,对入选矿浆适应能力强,不影响磨矿、浮选作业。

嵌布为主,矿物间结合极为紧密、复杂。方铅矿粒度不均匀,大部分在 0.01 ~ 0.1 mm。在矿化阶段,闪锌矿先结晶,因而粒度较粗,大部分在 0.1 ~ 1.5 mm,一般大于 0.1 mm。黄铁矿中一部分结晶粒度较粗,一般在 0.1 mm 以上,与方铅矿、闪锌矿的结合不紧密。另一部分黄铁矿粒度较细,一般在 0.02 ~ 0.1 mm 之间,与闪锌矿、方铅矿的关系极为紧密,难以分选。97% 的银矿物有分布在方铅矿、闪锌矿和黄铁矿之间。原矿中含 Pb、Zn、S、Ag、Fe 品位分别为 4% ~ 5%、9% ~ 11%、22% ~ 25%、95 ~ 110 g/t、19% ~ 21%。

B 生产工艺流程及技术指标

破碎采用三段一闭路,粗碎在井下进行,粗碎产品提升到地面后由架空索道运至选矿厂,中碎前面安装检查筛, - 30 mm 物料与经过中碎破碎的 + 30 mm 物料一起给入最终检查筛,最终破碎细度为 - 20 mm。

该选矿厂的选别流程经过多次改造,曾经采用两个系列进行生产,一个系列采用高碱度、丁基黄药优先浮选流程,生产 Pb、Zn、S 精矿,品位分别为 50%、51% ~ 53%、43% ~ 46%,回收率分别为 81% ~ 83%、91% ~ 93%、43% ~ 47%;另一个系列采用异步混合浮选流程,使用石灰、硫酸铜、苯胺黑药、丁基黄药和松醇油,生产铅锌混合精矿和硫精矿,铅锌混合精矿品位为 55%,含银 320 g/t, Pb、Zn、Ag 的回收率分别为 89% ~ 90%、97.5% 和 88.23%。在 1992 年,两个流程又改为优先浮选流程。采用细磨、高碱度、先浮铅后浮锌,两段磨矿,一段磨矿细度为 - 0.074 mm 占 65% ~ 68%,二段磨矿细度为 - 0.074 mm 占 82% ~ 84%。铅粗选精矿再磨矿细度为 - 0.038 mm 占 92%,选铅的矿浆 pH 值为 11.8 ~ 12,选锌的 pH 值为 11.5 ~ 11.8。生产工艺流程见图 22-25。

22.2.3.3 湖南黄沙坪铅锌矿选矿实践

湖南黄沙坪铅锌矿是中国重要的伴生银矿山,选矿厂于 1963 年由长沙有色冶金设计院设计,1967 年投产,设计规模 1000 t/d, 1978 年扩建到 1500 t/d。采用等可浮流程,生产 Pb、Zn、S 3 种精矿,伴生银富集在铅精矿和锌精矿中综合回收。

A 矿石性质

黄沙坪铅锌矿属高温到中温热液矿床,选矿厂处理的矿石属于碳酸盐岩石裂隙充填交代矿石。矿石中金属矿物主要有方铅矿、闪锌矿、黄铜矿、黄铁矿,其次为少量的白铁矿、砷黄铁矿、磁黄铁矿、黝锡矿,另外还伴生有辉铋矿、辉钼矿、辉银矿及稀散元素镓、铟、锗、镉等;脉石矿物主要为方解石、石英,其次为白云石、绢云母、绿泥石和萤石等。方铅矿多呈不规则粒状集合体,嵌布在黄铁矿、铁闪锌矿的裂隙和间隙中,粒度大于 0.043 mm 者占 91%;铁闪锌矿也系不规则粒状集合体,嵌布在黄铁矿的裂隙中,粒度大于 0.043 mm 占 86.3%。黄铜矿一般呈不规则粒状嵌布在黄铁矿间隙中,粒度大于 0.043 mm 者占 54.5%。黄铁矿一般呈粒状集合体,嵌布粒度大于 0.043 mm 者占 80.7%;锡石多呈自形晶状,部分呈他形晶状产出,粒度一般在 0.02 ~ 0.03 mm 之间。

银矿物主要以辉银矿、自然银、辉锑铅银矿的形式存在,与其他硫化物共生关系密切,与脉石矿物共生关系很少。银矿物呈包裹状态存在于方铅矿中,其分布率近 60%,银矿物粒度微细,在方铅矿中有 30% 的银呈固溶体状态。银在铁闪锌矿和黄铁矿中的分布率只有 10% 和 20%,而成单体状态的银矿物的分布率只有 10% 左右。所以,在选矿中只有 10% 左右的银可以单独分选在某一产品中,另外的银矿物很细,很难分选出单一银矿物,只能随主要载体矿物回收。主要矿物中,银的含量分别为方铅矿 908 g/t,铁闪锌矿 51 g/t,黄铁矿

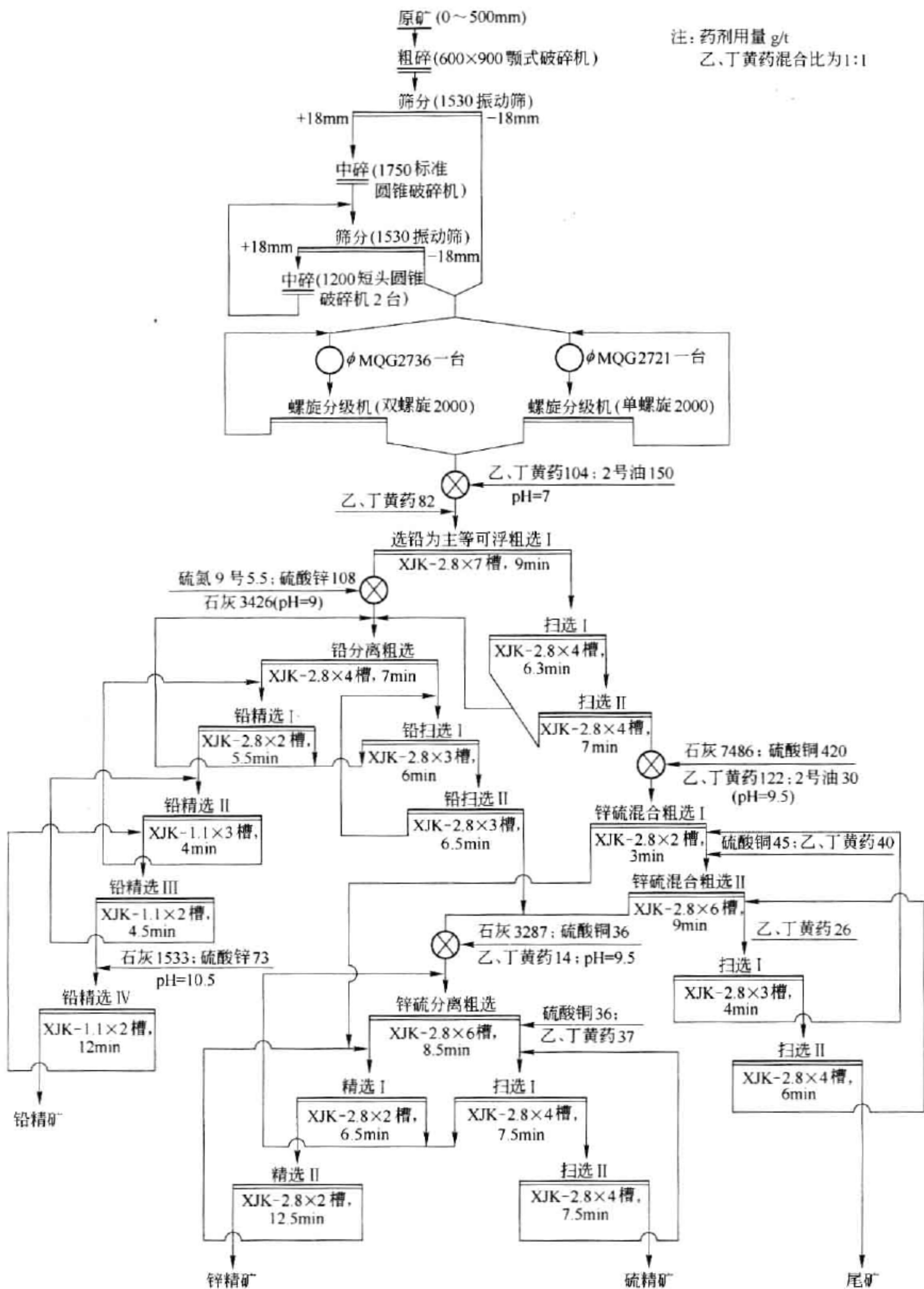


图 22-26 黄沙坪铅锌矿选矿工艺流程

表 22-20 黄沙坪铅锌矿选矿技术指标 (%)

产品名称	产 率	品 位					回 收 率				
		Cu	Pb	Zn	S	Ag/g · t ⁻¹	Cu	Pb	Zn	S	Ag
铅精矿	5.17	0.42	73.89	3.24	16.30	788	12.76	92.27	2.36	5.30	47.37
锌精矿	14.64	0.61	0.61	44.71	31.70	91.99	52.68	2.16	92.19	29.19	15.66
硫精矿	25.99	0.19	0.54	1.01	35.91	95.0	28.47	3.38	3.70	58.69	28.71
尾矿	54.20	0.20	0.17	0.23	2.00	13.11	6.09	2.19	1.75	6.82	8.26
原矿	100.0	0.17	4.14	7.10	15.90	86.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0

生产中,银的回收率受到一定的限制,因为银的回收与铅锌的品位和回收率有一定的影响,铅的品位从低到高变化时,铅精矿含银几乎没有什么变化,但银的回收率与铅精矿的产率关系密切,铅精矿的产率每增加 0.1%,可使银的回收率提高 1%,铅精矿的品位由 70% 降到 65%,可增加产率 0.29%,使银的回收率提高 2.9%。所以,应该综合平衡技术经济指标,使企业效益最佳化。

22.2.3.4 四川会理锌矿选矿厂

四川会理锌矿历史悠久,在清朝康熙年间就有官办银厂进行大规模采矿炼银活动,新中国成立后,1951 年矿山开始现代企业建设,会理锌矿选矿厂于 1970 年正式投产,1976 年进行扩建。1990 年再次扩建,生产能力不断提高,目前该矿已经形成了处理原矿 1000 t/d 规模、年产 Pb、Zn 金属含量 2 万吨、具有较高技术装备水平的现代企业。建有两个选矿厂,所用工艺流程相同,均采用优先浮选流程,生产铅精矿和锌精矿,伴生银富集在铅、锌精矿中综合回收。

A 矿石性质

会理锌矿矿体赋存于震旦系灯影组中段上部白云岩中,属中温热液裂隙充填交代矿床。矿石类型比较复杂,主要有块状、角砾状、细脉浸染状和网脉细脉状,其中以细脉状浸染状为主,约占全部矿石的 65%。矿石中主要金属硫化矿物为闪锌矿、方铅矿、黄铜矿、深红银矿、银黝铜矿、硫锑银铜矿等;金属氧化物有异极矿、菱锌矿、硅锌矿、褐铁矿、磁铁矿、金红石、白铅矿、铅矾等;脉石矿物有白云石、方解石、石英、绢云母、绿帘石、蛇纹石等。原矿金属品位:Pb 1.0% ~ 1.5%、Zn 7% ~ 10%、Ag 10 ~ 100 g/t(平均 97.02 g/t)、Cu 平均 0.095%。

铅、锌矿物嵌布关系复杂,为粗、中、细不均匀嵌布。方铅矿除单独的晶体或与闪锌矿连晶外,方铅矿还与闪锌矿呈他形粒状单独或相互密切嵌布于脉石中,常见方铅矿呈微、细粒嵌布在闪锌矿或脉石中。有时白铅矿交代方铅矿,使方铅矿呈细粒、微粒残留在白铅矿中,方铅矿中有细粒银黝铜矿、硫锑铜银矿及变种、深红银矿包体。方铅矿粒度为 0.005 ~ 4 mm,闪锌矿以单体或与方铅矿连晶嵌布于脉石中。常见闪锌矿中有微细粒方铅矿、黄铜矿与细粒脉状银矿物。闪锌矿粒度为 0.01 ~ 3 mm。当磨矿细度为 83% - 0.074 mm 时,方铅矿的解离度为 88.6%,其中 +0.074 mm 仅为 56.5%。当粗精矿再磨至 95% - 0.038 mm 时,方铅矿和闪锌矿的解离度才上升至 98.0%。白铅矿沿方铅矿的边缘和裂隙进行交代,常见白铅矿中有许多交代残余的微细粒方铅矿。白铅矿粒度一般为 0.005 ~ 0.08 mm。菱锌矿呈粒状、脉状嵌布于脉石中,粒度为 0.01 ~ 0.15 mm。硅锌矿、异极矿常与白铅矿一起嵌布在白云石中,其粒度为 0.06 ~ 0.02 mm。

银矿物主要是银黝铜矿,约占银矿物总量的60%,硫锑铜银矿约占30%,深红银矿约占10%。三种矿物均为细粒嵌布,粒度为0.003~0.2 mm,一般为0.005~0.1 mm。它们以细粒状、脉状分布于方铅矿与闪锌矿中或两者界面处,细磨浮选时能解离一部分,但大部分难以解离,以包裹或连生体存在于各种矿物中。

矿石中Pb、Zn的氧化率分别为10%和12%左右。矿石由于氧化而泥化,大量脉石细泥存在于浮选给矿中。其粒度小于-0.074 mm占83%,小于0.01 mm占31.3%,其中金属占有率铅19.46%,锌20.79%。矿石氧化产生的Pb、Cu离子对闪锌矿产生活化作用,使一部分闪锌矿易浮难抑制,同时,细粒脉石恶化了浮选过程,给铅、锌分选造成了困难,进入精矿也影响精矿质量。

B 选矿工艺流程及指标

会理锌矿1970年处理能力为200 t/d,选矿厂最初投产前,选矿主要采用优先浮选工艺,采用少量的硫酸锌抑锌浮铅,用苏打调节矿浆pH值为8,生产锌精矿和铅锌混合精矿,该阶段选矿指标较差。1970年5月到1979年12月,采用抑铅浮锌、铅锌中矿混合浮选再磨分离流程,后改为优先浮选流程。经过几年实践,该工艺可以保证得到合格的锌精矿,但还是存在质量不保,要浮的不浮,要抑制的抑制不住的问题,存在混合精矿问题和氰化物大量使用的问题。1975年以后,改用部分混浮优先浮选流程,用少量的硫酸锌、硫代硫酸钠抑锌浮铅,实现了无氰浮选,可以获得合格铅精矿,锌的回收率也得到了提高。但铅的回收率只有30%~35%,锌回收率为65%~70%,还是比较低。

1985年开始新选矿厂的建设,1989年建成投产,在设计建设新选矿厂时,由于处理的矿石含有长石类黏土矿物达16.57%,这类矿石易泥化,为了防止矿泥堵塞破碎机排矿口和筛子筛孔,影响破碎机生产能力和筛分效率,所以破碎筛分作业采用在传统的三段一闭路流程上,增加中碎前的洗矿作业,其筛下产品用螺旋分级机洗矿脱泥,破碎最终产品粒度在-12 mm。选矿流程按矿物可浮性差异,把铅锌矿物的分离分为铅浮选循环、硫化锌浮选循环、氧化锌浮选循环。在浮选铅时,利用部分被活化的闪锌矿和可浮性好的黄铁矿一同进入泡沫产品,采用矿物等可浮浮选,避免了使用氰化物抑制闪锌矿和黄铁矿,实现了无氰浮选,简化了氧化锌浮选流程。但该流程产出的混合铅锌精矿难以出售,同时铅、锌回收率较低,影响了企业效益。

后来,经过大量研究,不断完善浮选流程,终于形成了目前“复杂难选铅锌矿石清洁高效选矿新工艺”,工艺流程图见图22-27。该流程于2001年正式在会理锌矿选矿厂使用,采用SN-9号做铅矿物的捕收剂,用石灰调节pH值在11.88~12.21,矿浆电位在-252~-272 mV,用YN+ZnSO₄做锌矿物的抑制剂,在试验中获得了含Pb74.94%、含Zn5.19%、回收率66.81%的铅精矿和含Zn57.0%、含Pb1.09%、回收率86.72%的锌精矿。生产出了合格的铅精矿和锌精矿,Pb、Zn的回收率大幅提高,伴生银的回收率也提高了14.27%。经济效益和社会效益明显改善。

22.2.3.5 江西德兴铜矿

江西德兴铜矿是目前中国大型斑岩铜矿之一。德兴铜矿由A矿区和B矿区两个特大型斑岩铜矿床组成,两矿区由一山相隔,相距1.5 km,矿体赋存于闪长岩侵入体与震旦系千枚岩内外接触带中,矿体围绕花岗闪长斑岩呈环形筒状产出,矿体特点是厚度大、埋藏浅,宜于大规模露天开采。矿石品位低,含铜平均品位0.49%,但分布均匀,氧化矿少,资源丰富,

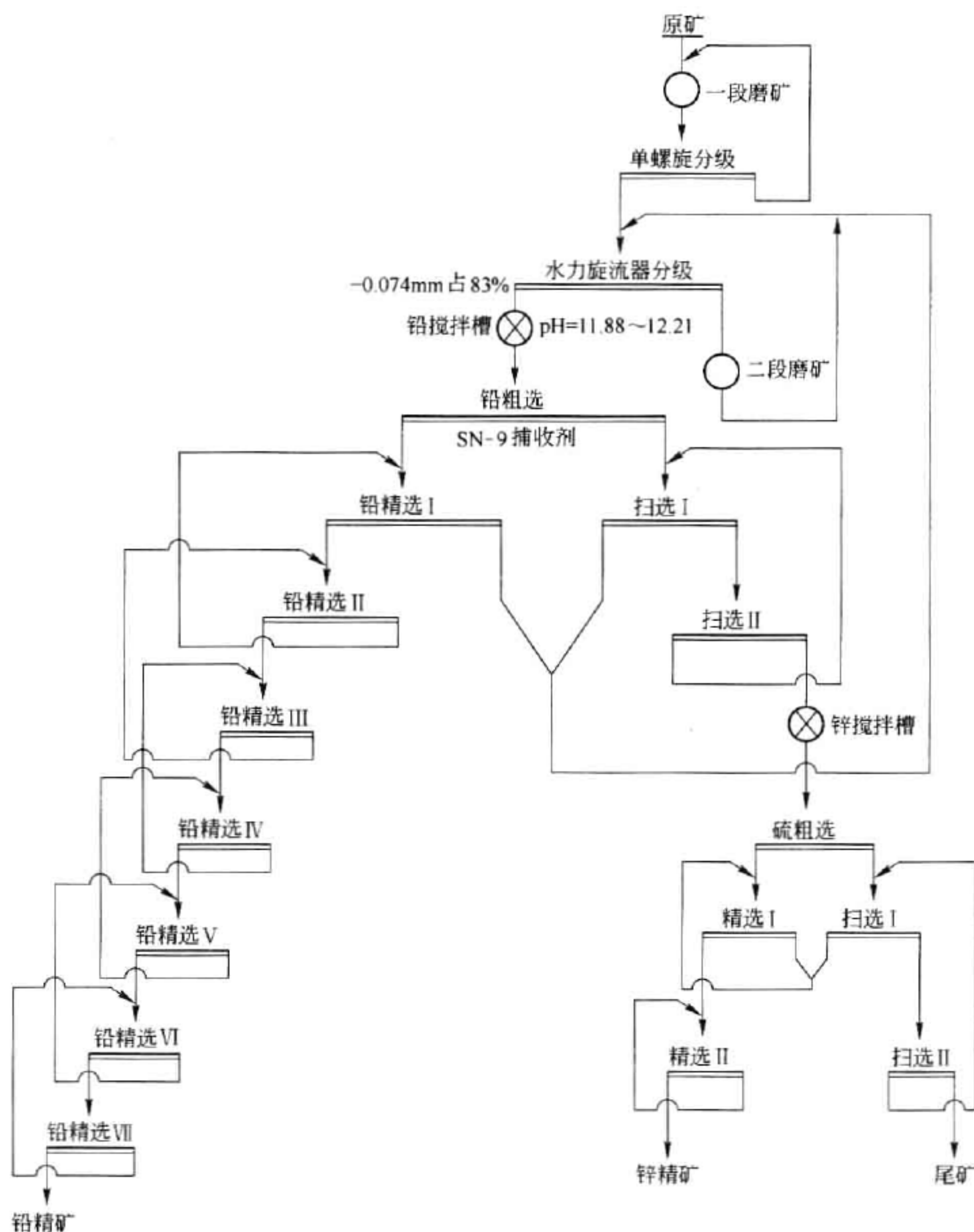


图 22-27 会理锌矿选矿生产工艺流程

储量可靠,易采易选,矿石的矿物组成较为简单,有用矿物以黄铁矿、黄铜矿、辉钼矿为主,其次有辉铜矿、斑铜矿、黝铜矿和闪锌矿,另外有少量蓝铜矿、铜蓝、锑金银矿、银金矿和自然金。非金属矿物主要有石英、绢云母、绿泥石、绿帘石和高岭土等。

金矿物主要以包裹金和粒间金的形式存在,裂隙金很少,包裹金主要分布在黄铜矿,其次是黄铁矿和黝铜矿中,粒间金主要分布于黄铜矿和黄铁矿、黄铜矿与脉石之粒间。裂隙金主要分布于黄铁矿裂隙间。不同类型矿石中,包裹金与粒间金的比例有较大的区别,包裹金多的可达 80%,少的只有 30% 左右。

不同类型矿石中,金矿物的粒度组成虽有差别,但基本都以0.016~0.128 mm的粒级为主,约占总金的78%,0.004~0.016 mm粒级金矿物约占16.8%。

当铜的边界品位以 0.3% 计算, A 矿区铜金属量约 500 万吨, 金金属量约 214 t, 银金属量约 1234 t; B 矿区铜金属量约 200 万吨, 金金属量约 27 t, 银金属量约 1670 t。当含铜边界品位调至 0.25% 时, 相应各金属量还将增加。德兴铜矿 A 矿区首先开发, 1965 年开始坑采, 建设日采选规模为 2500 t, 1969 年扩建到 3500 t; 1968 年开始建设露天采矿场并新建 6400 t/d 选矿厂, 1971 年建成投产, 坑采停产, 全部转入露天开采, 日采选规模为 10000 t, 20 世纪 80 年代, 采矿场进一步扩建达到 40000 t/d 能力, 并建成两个 20000 t/d 的选矿厂。1985 年开始建设三期工程, 采矿场进一步扩建至 90000 t/d, 新建 60000 t/d 选矿厂, 总采选规模达到 90000 t/d, 至今已经达到 100000 t/d, 是中国最大的金属矿山, 是世界前 10 位的采选企业。

露天采矿主要引进 154 t 和 172 t 电动轮汽车, 16.5 m³ 电铲, 选矿厂则是引进先进高效的西蒙斯圆锥破碎机及 $\phi 5.5 \text{ m} \times 8.5 \text{ m}$ 的大型球磨机。

选矿厂采用三段闭路破碎、一段磨矿、浮选及粗精矿再磨流程。三期工程的 60000 t/d 选矿厂, 采用新常规碎磨流程, 即在中碎前加预先筛分, 引进高效的西蒙斯中、细碎圆锥破碎机, 引进大型球磨机及高度自动化控制, 选矿厂达到 20 世纪 80 年代世界先进水平。

磨矿采用一段磨矿、旋流器闭路分级, 溢流细度 -0.074 mm (200 目) 占 65%, 浮选采用粗选、扫选, 粗精矿再磨及铜、硫分离工艺。主要产品为铜精矿、硫精矿, 金、银、钼富集在铜精矿中。铜精矿再进行铜、钼分离, 得到 25% 品位的铜精矿和 45% 的钼精矿。铜精矿在冶炼时回收金和银。

(1) 矿区采出矿石金平均品位为 0.18 ~ 0.2 g/t, 铜精矿含金约 8 ~ 10 g/t, 金银的回收率分别为 58.87% ~ 66.92% 和 29.4% ~ 53.8%, 德兴铜矿平均每年副产黄金约 5 吨左右。生产原则工艺流程见图 22-28。

(2) 矿区于 2004 年开始建设, 于 2007 年 7 月建成投产, 其规模为 15000 t/d。

22.2.3.6 辽宁红透山铜矿选矿厂

辽宁红透山铜矿选矿厂于 1959 年建成投产, 1969 年进行扩建, 选矿采用阶段磨矿部分混合浮选流程, 生产 Cu、Zn、S 3 种精矿, 伴生 Au、Ag 富集在铜精矿中综合回收。经过 50 多年的开采, 该矿已累计生产铜金属 50 多万吨, 形成采、选、冶联合企业, 年产 Cu 精矿 8000 t、Zn 精矿 1 万吨、S 精矿 20 万吨、粗 Cu 1.5 万吨、H₂SO₄ 6.3 万吨、Au 300 kg、Ag 27 t。到 2005 年, 该矿被列为资源危机矿山, 在辽宁有色地质局的努力下, 在 2007 年 9 月, 该矿在老矿体外围附近又成功找到了相当于原来一个红透山金属储量的厚大矿体, 金属储量超过 50 万吨, 红透山铜矿又焕发新生。目前, 该矿又在扩建规模, 计划到 2010 年, 全年产粗铜达到 10 万吨。

A 矿石性质

红透山铜矿为热液充填型矿床, 以充填为主, 交代为辅, 矿石系黄铁矿型铜、锌多金属硫化矿石, 矿石中主要金属矿物有黄铁矿、磁黄铁矿、黄铜矿和闪锌矿等, 4 种有价矿物含量占金属总含量的 97%。而硫化物中黄铁矿占 60%, 其次是磁黄铁矿、黄铜矿、闪锌矿, 少量方铅矿、毒砂、银金矿、硫铁银铜矿和磁铁矿。脉石矿物占 63%, 主要是石英、斜长石、绿泥石、白云母, 次为斜方闪石、正长石、绢云母、少量方解石、透闪石、透辉石、绿帘石、黑云母、蛇纹石、滑石等。矿石化学成分见表 22-21。

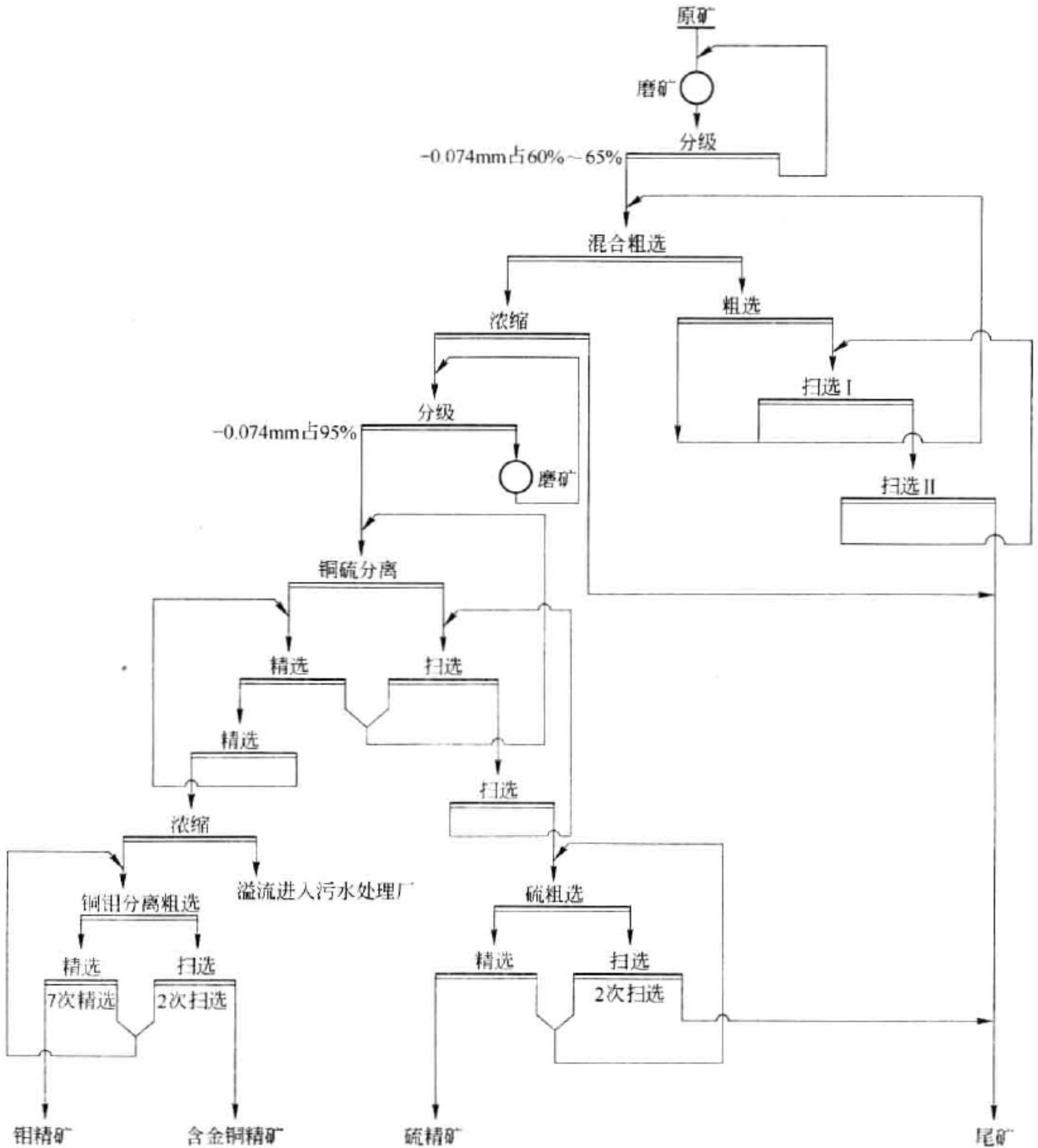


图 22-28 德兴铜矿选矿工艺流程

表 22-21 红透山铜矿矿石化学成分 (%)

元素	Au /g·t ⁻¹	Ag /g·t ⁻¹	Cu	Pb	Zn	Fe	S	Cd	SiO ₂	CaO	Al ₂ O ₃	MgO	K ₂ O
含量	0.61	31.2	1.50	0.04	2.40	19.75	20.5	0.0065	39.35	3.30	7.50	2.90	0.83

矿石中铜、锌与铁的硫化物致密共生,闪锌矿、黄铜矿沿黄铁矿裂隙充填交结,具有交代溶蚀作用,黄铜矿呈点滴状分布在闪锌矿中,黄铜矿、闪锌矿、磁黄铁矿嵌布紧密,形成乳浊状。矿石中的黄铁矿、黄铜矿、闪锌矿、磁黄铁矿均赋存于石英-绢云母片麻岩内。金属矿物嵌布极不均匀,矿石中黄铜矿、闪锌矿、磁黄铁矿与部分黄铁矿相互连接,部分细粒嵌布的

闪锌矿、黄铜矿与脉石、磁黄铁矿难以解离。黄铁矿、磁黄铁矿以粗粒嵌布为主,大于0.15 mm 者占90%以上。闪锌矿、黄铜矿以细粒为主。铜矿物以黄铜矿为主,次生铜矿物极少。锌矿物以闪锌矿为主,另有6%~10%的铁闪锌矿。硫化铁矿物主要为黄铁矿和磁黄铁矿,两者比例为1:0.6~0.8。

矿石中的银矿物主要有自然金、银金矿、金银矿和自然银,以银金矿居多,自然银很少。金银矿物主要与硫化物、脉石矿物嵌布关系密切,以包裹金形式存在为主,各种形式金银矿物所占比例见表22-22。

表 22-22 金银矿物嵌布特征 (%)

嵌布形式	粒间金	裂隙金	包裹金	合计
金矿物	17.11	13.15	69.74	100.00
银矿物	26.42	7.54	66.04	100.00

在包裹金中,脉石包裹金占94.34%;粒间金以不规则粒状、浑圆状分布于矿物晶粒之间,多数在硫化物与脉石晶粒间;裂隙金以不规则粒状充填于微裂隙中,常与闪锌矿一起充填于脉石裂隙,呈微细脉状。金矿物以细粒为主,一般为0.02~0.001 mm,其中小于0.01 mm 占65.59%以上,在小于0.01 mm 粒度时单体金和连生体金能解离出来的分别占13.25%和24.10%,就颗粒形态而言,浑圆状金占94%,从结构上看,90%以上为脉石包裹金。银以独立矿物形式存在的占40.48%,以类质同象形式存在的占59.52,主要分布于黄铜矿、黄铁矿、闪锌矿3种矿物之中,脉石矿物中不足5%。金在矿石中有38.75%的金呈独立金矿物形式存在,有20%左右的金分布于硫化矿物中,脉石中金占41.19%。银在矿石中有61.51%的银呈银硫化物形式存在,有35.48%的银分布于硫化矿物中,脉石中的银仅占3.03%。

B 选矿工艺流程及技术指标

红透山铜矿选矿厂在1991年前采用的流程为铜硫部分混合浮选流程,即阶段磨矿、阶段选别、两段混合浮选、两段分离浮选流程。一段磨矿细度-0.074 mm 占55%,二段磨矿细度-0.074 mm 占70%。两段磨矿后分别进行铜硫混合浮选、铜硫混合精矿在高碱度矿浆中实现铜、硫分离浮选,同时对铜硫浮选分离的中矿(一次精选尾矿和一次扫选精矿)进行再磨,磨矿细度为-0.074 mm 占90%,分离出铜精矿和硫精矿。铜硫混合浮选尾矿在硫酸铜活化后,进行锌硫混合浮选,锌硫混合精矿进行锌硫分离浮选,分离出锌精矿和硫精矿。锌硫混合浮选尾矿再次进行选硫浮选,得到硫精矿和最终尾矿,选矿工艺流程见图22-29,选矿技术指标见表22-23。

表 22-23 红透山铜矿选矿技术指标(2007 年) (%)

产品名称	产率	品位					回收率				
		Cu	Zn	S	Au/g·t ⁻¹	Ag/g·t ⁻¹	Cu	Zn	S	Au	Ag
铜精矿	6.14	20.57	5.43	33.36	4.59	271.0	92.57	18.23	12.66	42.73	62.83
锌精矿	2.01	0.42	48.77	30.70	0.41	31.0	0.63	73.22	1.42	1.42	2.35
硫精矿	29.08	0.18	0.87	39.26	0.49	15.5	3.89	13.71	73.50	21.76	17.14
尾矿	62.77	0.07	0.41	4.09	0.36	7.5	3.18	13.89	15.85	34.37	17.68
原矿	100.00	1.34	1.83	16.20	0.66	26.3	100	100	100	100	100

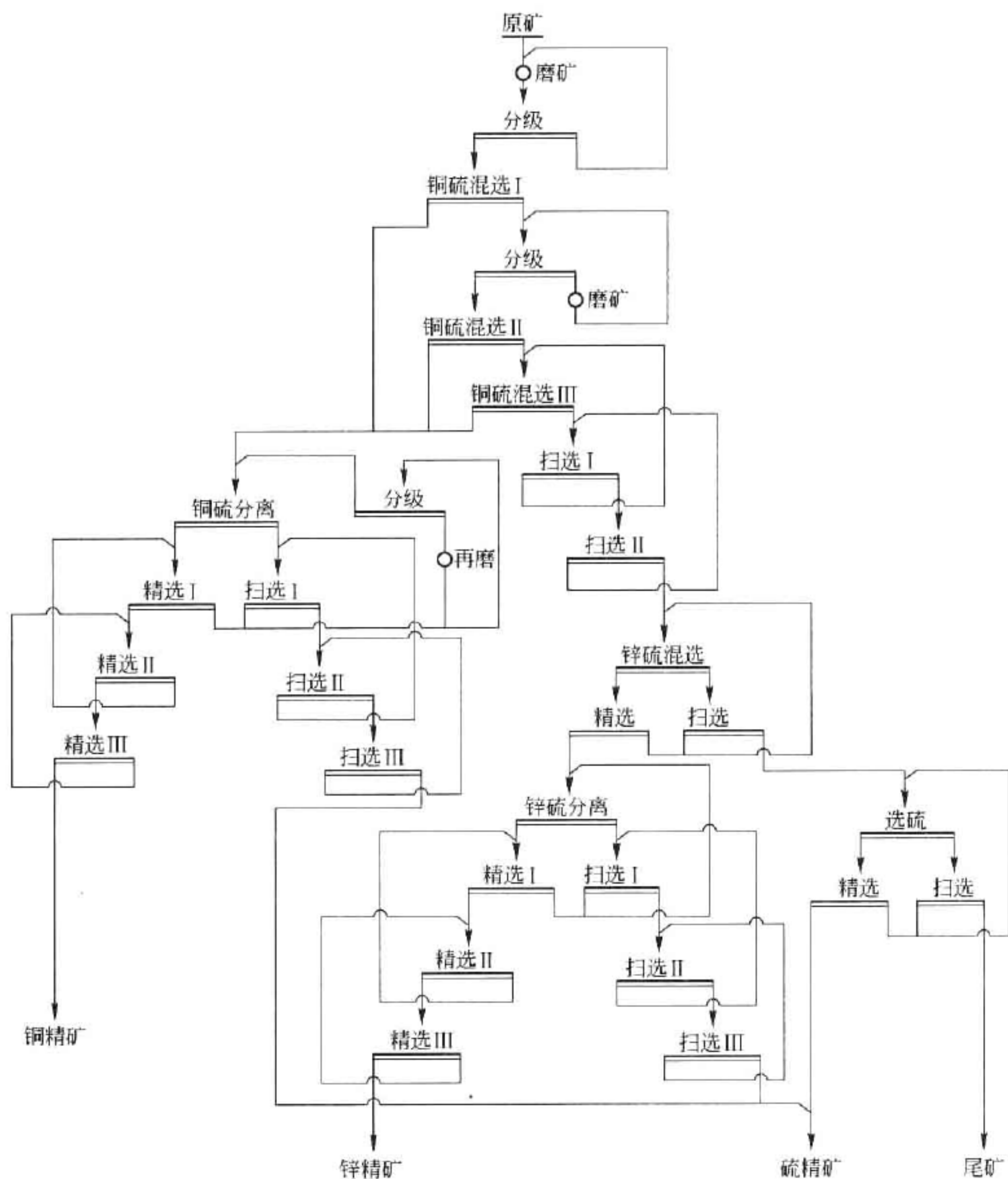


图 22-29 红透山选矿厂混合浮选工艺流程

铜精矿中 Au、Ag 品位分别为 4.3 ~ 4.8 g/t、271 g/t, Au、Ag 的回收率分别为 50% 和 62.83%, 损失在硫精矿中的 Au、Ag 分别为 21.76% 和 17.14%, 损失在尾矿中的 Au、Ag 分别为 34.37% 和 17.68%。

随着金、银价格的不断攀升, 综合回收伴生金、银的效益就越来越大, 原流程虽然保证了铜硫的分选, 但金银和锌的选别效果不甚理想, 尤其是金、银的回收率较低。在经过大量的试验研究探索基础上, 最终选择优先浮选工艺流程提高伴生金、银回收率, 见图 22-30。该流程采用两段磨矿, 磨矿细度为 -0.074 mm 占 75%, 在碱性矿浆中浮铜抑锌得铜精矿, 再通过石灰调浆抑硫浮锌得锌精矿, 最后活化浮硫得硫精矿和最终尾矿。两种流程工业试验指标见表 22-24, 伴生金、银的回收见表 22-25。

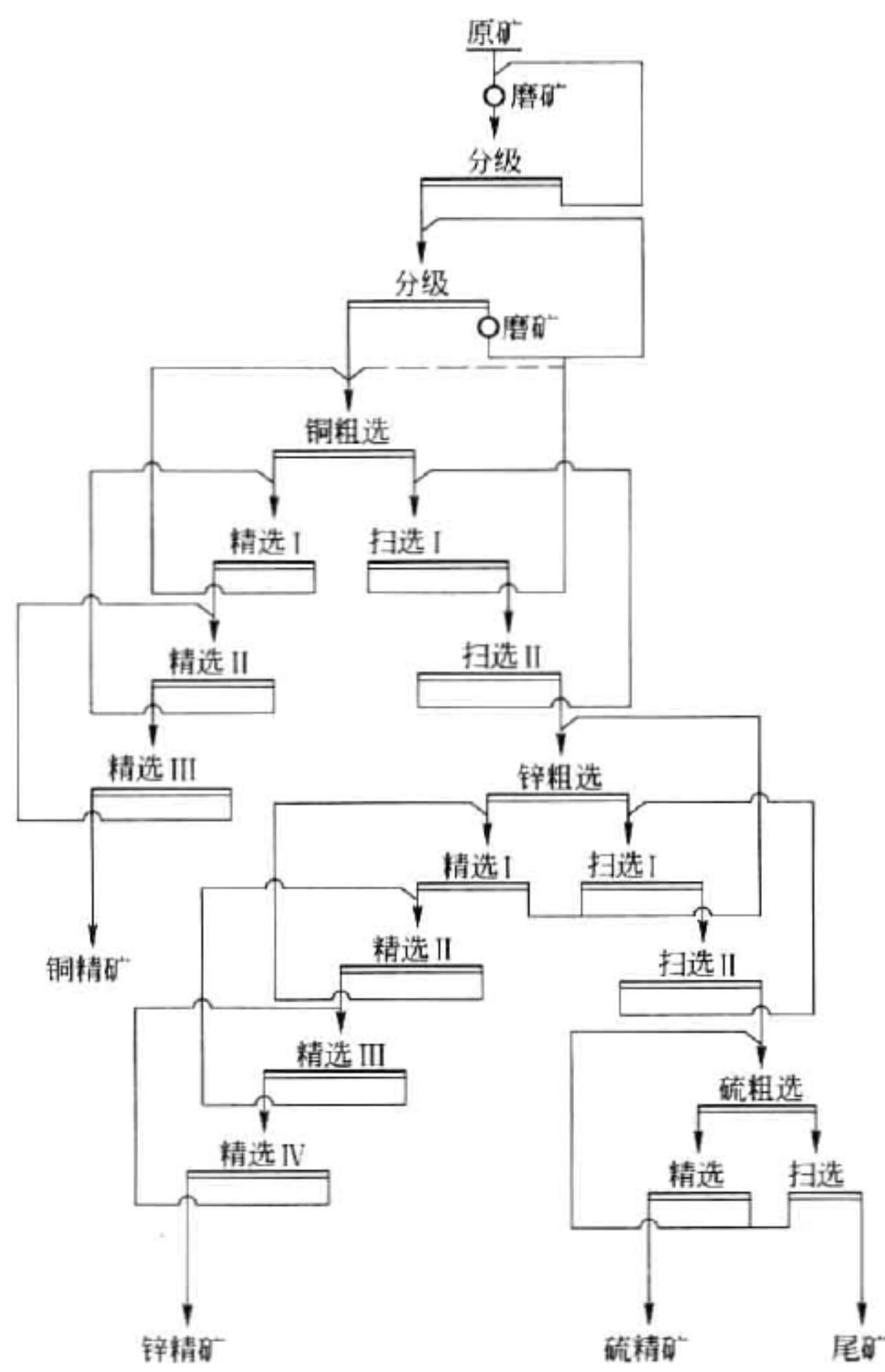


图 22-30 红透山选矿优先浮选工艺流程

表 22-24 两种流程工业试验指标 (%)

流 程	原 矿 品 位			精 矿 品 位			回 收 率		
	Cu	Zn	S	Cu	Zn	S	Cu	Zn	S
优先	1.463	2.305	20.65	20.57	48.77	39.26	92.57	73.22	73.50
混合	1.405	1.799	19.199	18.149	49.478	33.096	93.15	47.73	71.22

表 22-25 伴生金、银的分布情况 (%)

流 程 名 称	Cu 精 矿		Zn 精 矿		S 精 矿		尾 矿	
	Au	Ag	Au	Ag	Au	Ag	Au	Ag
优先浮选流程考察	55.09	67.00	1.88	5.79	12.26	17.85	27.38	16.54
混合流程工业试验	53.51	65.74	1.07	1.94	22.67	21.31	22.76	11.01
混合浮选试验前	44.55	57.86	1.57	2.47	20.81	23.93	33.07	15.74

从两种流程的结果看,两种流程的铜指标基本接近,优先浮选中锌的回收率明显较高,优先浮选中伴生金银的回收率也比较高,优先浮选中铜精矿中锌的含量降低,从而锌的回收

率上升,优先浮选中硫精矿中金的含量下降,锌精矿中银的含量上升,结果使伴生金银的回收率得到提高。优先浮选中硫的回收率有所降低,但经过药剂制度改进和浮选时间延长,硫的回收率也在后来的生产中得到改善。

22.2.3.7 甘肃白银铜矿选矿厂

甘肃白银铜矿于1958年开工建设,1960年投产,1968年扩建,设计能力为10000 t/d,生产能力最高达13000 t/d,是一座集采、选、冶、化为一体的联合企业。选矿厂根据矿石不同采用单一浮选或优先浮选工艺,生产铜、硫、锌精矿,伴生金富集在铜精矿中综合回收。

A 矿石性质

该矿为典型的含铜黄铁矿矿床,矿体产于变质角斑凝灰岩中,近矿围岩有石英、钠长斑岩和石英角斑岩,矿体和围岩受变质作用,上部为氧化带、次生富集带,下部为原生带。其中,次生富集带十分发育,深度达80 m,形成矿石类型繁多,成分复杂。

矿石按自然类型划分为块状含铜黄铁矿石、浸染状铜硫矿石、块状铜锌黄铁矿石。矿量以前两种为主,块状铜锌黄铁矿石所占比例较少。按矿石的结构构造则可分为浸染状、致密块状两类,块状矿与铜锌矿可归属致密状类型。

矿石中主要有用成分为Cu、S、Zn,也有稀贵金属Au、Ag、Se、Te等。矿石主要成分见表22-26。

表 22-26 白银铜矿矿石主要成分 (%)

矿石类型	Au/g·t ⁻¹	Ag/g·t ⁻¹	Cu	Pb	Zn	Fe	S
块状矿	0.80	17.87	1.41	0.063	0.30	39.15	42.40
浸染矿	0.10	3.33	1.16	0.03	0.07	11.05	6.60
铜锌矿			0.75	0.571	2.40	24.45	26.30
矿石类型	Cd	As	SiO ₂	CaO	Al ₂ O ₃	其他	
块状矿	0.0026	0.023	9.74	0.80	2.12	3.42	
浸染矿	0.01	0.012	60.26	0.79	8.07	11.95	
铜锌矿		0.0515	25.96	1.11	1.35	17.08	

块状矿石中金属矿物主要有黄铁矿、黄铜矿,其次为辉铜矿、铜蓝、闪锌矿、方铅矿,铅矾、磁铁矿、褐铁矿均罕见。脉石矿物有石英、阳起石、绿泥石、绢云母等。块状矿石的最大特点是金属矿物占矿石含量的92%~95%,且黄铁矿占85%以上,脉石矿物仅占5%~8%。该类矿石含铜品位波动较大,高者达8%,低者小于0.5%,平均2%~3%,矿石中铜矿物与黄铁矿致密共生,呈块状构造,铜矿物以原生硫化铜为主,次生硫化铜次之,氧化铜较少。铜矿物结晶粒度粗细不均,最大颗粒1~2 mm,最小颗粒0.01 mm,铜蓝结晶颗粒较粗,黄铜矿结晶较细,颗粒在-0.074 mm以下者占90%。矿石密度4.5 t/m³,松散密度3.0 t/m³,普氏硬度8~10。

浸染状矿石中金属矿物有黄铜矿、黄铁矿,其次有少量铜蓝、辉铜矿、闪锌矿、白铅矿、磁铁矿、褐铁矿,方铅矿较少见。脉石矿物主要有石英,其次有绿泥石、绿帘石、绢云母。黄铜矿与黄铁矿多半呈集合体嵌布在脉石中,黄铁矿是矿石中含量最多的金属矿物,约占总量的24%~27%,常以自形晶、半自形晶和粒状集合体产出,嵌布粒度在0.1~

0.5 mm 之间,但部分与黄铜矿、铜蓝在一起的颗粒较细。铜矿物呈细粒不均匀浸染,嵌布粒度较块状矿物粗。浸染矿石铜品位 0.4% ~ 2%,含硫 5% ~ 10%。矿石密度 3.0 t/m³,松散密度 2.0 t/m³。

铜锌矿石中主要金属矿物有黄铁矿、闪锌矿、黄铜矿、铁闪锌矿、黄铜矿,其次有辉铜矿、铜蓝、方铅矿、硫砷铜矿及少量毒砂。脉石以石英为主。铜矿物、闪锌矿及黄铁矿彼此致密共生,颗粒极细,铜矿物多在 0.02 ~ 0.04 mm 之间,最小者可达 0.005 mm。闪锌矿呈带状、板状或细脉状构造,粒度小于 0.023 mm 约占 50%。黄铁矿占矿石总金属量的 70% 以上,多为细粒晶状。铜锌矿较块状难磨,尤其是次生铜锌矿细磨时,铜蓝易泥化,闪锌矿被铜离子活化,使铜、锌矿物可浮性差异更小,因此此类矿石难磨、难选。铜锌矿铜品位 0.4% ~ 1.0%,锌品位 2% ~ 5%,一般锌品位高出铜品位 2 倍以上。

矿石中的伴生金主要呈自然金存在,嵌布不均匀,结晶微细。矿石细磨后,金绝大部分仍包裹在其他矿物中,或以类质同象和吸附等方式分散在主要矿物中,在冶炼加工过程中综合回收。

B 选矿工艺流程及技术指标

原矿最大粒度为 1200 mm,采用三段开路破碎流程,二、三段均设置预先筛分。粗碎用 2 台 1500 mm × 2100 mm 颚式破碎机和 1 台 1200 mm × 1500 mm 颚式破碎机,粗碎排矿经过筛孔为 65 mm 的棒条筛,筛上产品经过 2 台 2100 标准圆锥破碎机中碎后与棒条筛的筛下产品合并给入 1 台 1800 mm × 3600 mm 的振动筛,振动筛筛孔为 15 mm,筛上产品给入 2 台短头圆锥破碎机完成细碎后与筛下产品一起给入磨矿作业,最终破碎产品粒度小于 25 mm 占 85% 以上。

根据来矿的不同性质按块状含铜黄铁矿石、浸染状铜硫矿石、块状铜锌黄铁矿石三种类型分 3 种磨浮流程处理。3 种矿石的磨矿工艺均采用两段磨矿、两段分级,溢流进入浮选。块状含铜矿石与浸染状铜硫矿石,一段磨矿是由 3 台 $\phi 2700$ mm × 3600 mm 格子型球磨机与 3 台 $\phi 2400$ 高堰式双螺旋分级机闭路完成,二段磨矿由 3 台 $\phi 2700$ × 3600 溢流型球磨机与 3 台 $\phi 700$ 水力旋流器闭路完成,最终磨矿细度为 0.074 mm 占 75%;选别流程采用一次粗选、一次扫选、三次精选浮选流程,用石灰做黄铁矿的抑制剂,在矿浆游离氧化钙质量浓度达 800 ~ 1000 g/m³ 的条件下加入丁黄药、2 号油选铜,尾矿即硫精矿;处理浸染状铜硫矿石时在选铜后再增加选硫作业即可得硫精矿,尾矿丢弃。两种矿石的选矿流程见图 22-31。主要操作参数见表 22-27。选矿技术指标见表 22-28。

表 22-27 白银铜矿选矿厂主要操作参数

矿石类型	选别作业	矿浆浓度/%	细度 (-0.074 mm) /%	矿浆 pH	药剂用量/g · t ⁻¹				
					丁黄药	2 号油	硫酸	硫酸铜	CaO/g · m ⁻³
块状含铜黄铁矿	选铜	45	75		90 ~ 140	20 ~ 25			200 ~ 400
浸染状铜硫矿石	选铜		70	<7	40 ~ 80	20 ~ 25	3500 ~ 5000		200 ~ 400
	选硫		70		80 ~ 90	20 ~ 25			
块状铜锌矿石	选铜		90	8	30 ~ 60	15 ~ 20		600 ~ 1500	5800 ~ 22400
	选硫		80		100 ~ 160	20 ~ 25			

表 22-28 白银铜矿选矿厂选矿技术指标 (%)

矿石性质	产品名称	产 率	品 位			回 收 率		
			Cu	S	Zn	Cu	S	Zn
块状含铜黄铁矿	Cu 精矿	9.427	18.40			88.05		
	S 精矿	90.573	0.26			11.95		
	(选铜尾矿)原矿	100.00	1.07			100.00		
浸染状铜硫矿	Cu 精矿	8.50	30.70			98.24		
	S 精矿	11.51		38.02			89.44	
	尾矿	79.99		0.60			10.55	
	原矿	100.00	2.60			100.00	100.00	
块状铜锌矿石	Cu 精矿	3.91	14.30		4.30	76.59		7.64
	S 精矿	4.17	0.56		46.50	3.20		88.14
	尾矿	91.92	0.16		0.10	20.21		4.22
	原矿	100.00	0.73		2.20	100.00		100.00

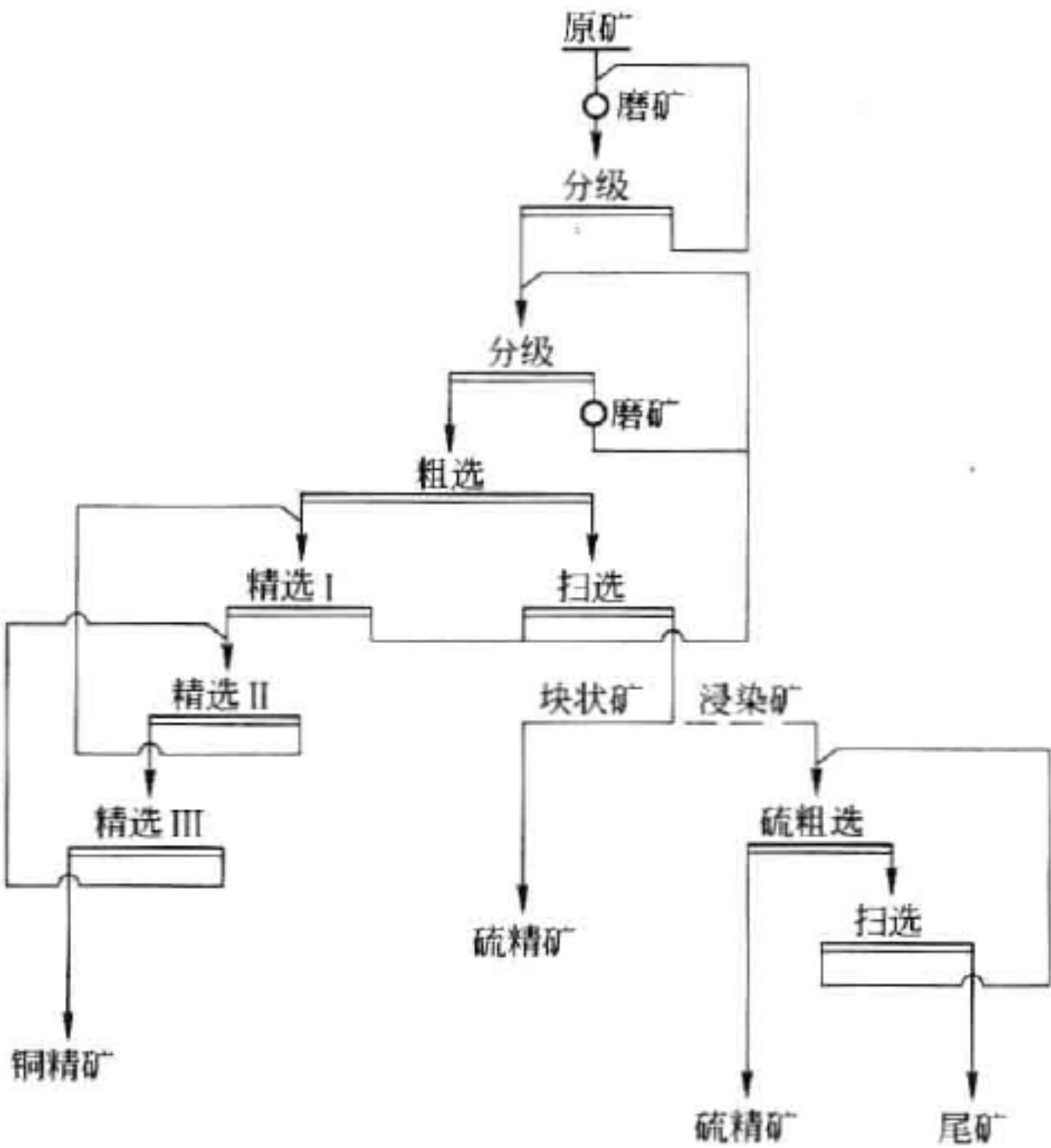


图 22-31 白银铜矿选矿厂含铜黄铁矿矿石、浸染状铜硫矿石选矿工艺流程

块状铜锌黄铁矿矿石经两段磨矿、两段分级后,最终磨矿细度为 -0.074 mm 占 80%。一段磨矿采用 3 台 $\phi 2700\text{ mm} \times 3600\text{ mm}$ 格子型球磨机与 3 台 $\phi 2400$ 高堰式双螺旋分级机闭路完成,二段磨矿采用 3 台 $\phi 2700\text{ mm} \times 3600\text{ mm}$ 溢流型球磨机与 3 台 $\phi 700$ 水力旋流器闭路完成,分级溢流进行优先选铜,铜粗精矿经 1 台 $\phi 2100\text{ mm} \times 3000\text{ mm}$ 溢流型球磨机与水力旋流器闭路再磨后进行铜、锌分离,再磨细度为 -0.074 mm 占 90%。粗选尾矿再选锌,选锌尾矿即硫精矿。

铜精矿采用三段脱水,最终水分 5% ~ 7%,产品直接由带式输送机送到冶炼厂精矿仓。

22.2.3.8 安徽冬瓜山铜矿

冬瓜山铜矿的前身为狮子山铜矿,隶属于铜陵有色控股公司,1958年开始筹建,于1960年建成规模为800t/d的简易选矿厂,1961年停产,1964年由南昌有色设计院重新设计,1966年7月1日正式投产。选矿厂设计原矿处理能力为1000 t/d,经扩建后达到3000 t/d。入选原矿为单一硫化铜矿石,伴生金、银,选矿产品为铜精矿,金、银富集在铜精矿中回收。2004年,亚洲地下开采规模最大的现代化铜矿山——冬瓜山铜矿投产,狮子山铜矿选矿厂停止生产。冬瓜山铜矿是狮子山矿区的深部矿床,矿石储量为10218万吨,铜金属量104.68万吨,属铜硫铁多金属矿石,并伴生金银矿物。设计日处理13000 t,选矿产品为铜精矿、硫精矿和铁精矿。

A 矿石性质

狮子山铜矿矿石自然类型为原生硫化铜矿石,氧化矿含量甚微。工业类型主要为含铜矽卡岩和含铜角砾岩。矿石中含铜矿物以黄铜矿为主,此外还有少量斑铜矿、辉铜矿、孔雀石,其它金属矿物以菱铁矿、磁黄铁矿为主,其次有闪锌矿、方铅矿、毒砂、辉钼矿、磁铁矿等;脉石矿物主要有石榴子石、透辉石、方柱石和绿泥石,其次有绿帘石、方解石、石英、阳起石和萤石。主要金属矿物的嵌布粒度为0.84~0.17 mm。矿石构造主要为致密块状,其次为角砾状,条带状和细脉状。全矿分为东、西狮子山区、老鸦岭区和大团山区。原矿铜含量为1%左右,伴生金、银品位分别为0.5 g/t、17 g/t左右。

金矿物主要以自然金、银金矿等独立矿物存在;金矿物的嵌布粒度较粗,粗粒多分布于硫化矿物的间隙或脉石间隙之中,较细粒多交代黄铜矿等硫化矿物。金的载体主要为黄铁矿,其次为黄铜矿,磁黄铁矿及脉石中很少;在黄铜矿中以裸金为主,超微粒包体金较少,而在黄铁矿等铁的硫化物中,分散态的金所占比例较高。银矿物主要以自然银、银金矿、自然金等金属互化物,其次为硫银铋矿、辉碲银矿、块状辉铅铋矿等硫化相矿物。银的载体主要为黄铜矿,其次为黄铁矿,磁黄铁矿及脉石中很少;银与黄铜矿的嵌布关系极为密切。

冬瓜山铜矿矿石类型主要为含铜磁黄铁矿、含铜磁黄铁矿滑石蛇纹石矿、含铜黄铁矿、含铜矽卡岩等,属难选多金属硫化矿石。主要金属矿物有黄铜矿、黄铁矿、磁黄铁矿及磁铁矿,次为白铁矿、方黄铜矿及墨铜矿等;主要脉石矿物有石榴石、石英、滑石、蛇纹石及硬石膏等。原矿铜、硫、铁、金、银品位分别为1.024%、14.09%、25.86%、0.34 g/t及5.2 g/t。伴生金银矿物为自然金、含银自然金和银金矿三种。自然金矿物主要呈粒间金和包裹金,并在黄铁矿、黄铜矿和磁黄铁矿中均可见到小于0.01 mm的自然金,以上矿物中含金较高。

B 工艺流程、主要设备及选矿指标

狮子山铜矿设计碎矿工艺流程为三段一闭路,粗碎采用KKД-500旋回破碎机,中碎采用 $\phi 1650$ 标准圆锥破碎机,细碎采用 $\phi 2100$ 短头圆锥破碎机。磨矿工艺流程为一段闭路,采用 $\phi 3200 \times 3100$ 格子型球磨机与 $\phi 2400$ 双螺旋分级机构成闭路磨矿。选别工艺流程为一次粗选二次精选一次扫选浮选流程,采用6A和4A浮选机。设计选矿指标为原矿铜品位0.94%、铜精矿铜品位20%、铜回收率97%。

1971年3月扩建一个 $\phi 3200 \times 3100$ 格子型球磨机与 $\phi 2400$ 双螺旋分级机机组,及 $\phi 2800 \times 8000$ 浮选柱和 $\phi 2000 \times 6000$ 浮选柱各1台(粗扫选)。1977年又扩建一个 $\phi 2700 \times 3600$ 格子型球磨机与 $\phi 2400$ 双螺旋分级机机组,及浮选系统(6A浮选机)。1981年采用CHF-X14浮选机更换一系列6A浮选机。1989年将中、细碎的 $\phi 1650$ 标准圆锥破碎机更换

为 $\phi 1750$ 标准圆锥破碎机,1990年将 $\phi 2100$ 短头圆锥破碎机更换为 $\phi 2200$ 短头液压圆锥破碎机,碎矿最终产品粒度由 -22 mm 下降至 -18 mm 。

冬瓜山铜矿采用半自磨、球磨、水力旋流器的碎磨工艺流程,无碎矿系统,来自主井的 250 mm 矿石,经粗矿仓贮存后由带式运输机供给半自磨机;一段磨矿采用瑞典进口的 $\phi 28000\text{ mm} \times 13000\text{ mm}$ 自控半磨机(目前为中国最大的半自磨机)1台,二段磨矿采用 $\phi 5030\text{ mm} \times 8300\text{ mm}$ 球磨机2台与2组(1组6台) $\phi 660$ 旋流器构成闭路磨矿作业;磨矿细度为 -0.074 mm 占70%。设计选别工艺流程为滑石浮选、铜部分优先浮选、铜硫混合浮选、混粗精再磨分离、分离尾矿选硫,浮选尾矿采用磁粗选一再磨—磁精选—脱硫浮选。浮选机采用美国进口的WEMCO-130 m^3 自吸式浮选机和XCF/KYF-24 m^3 充气式浮选机;铜硫混精再磨采用 $\phi 4000 \times 6700$ 球磨机与 $\phi 350$ 旋流器构成闭路再磨,再磨细度为 -0.045 mm 占90%;铁粗精矿再磨采用 $\phi 3200 \times 4500$ 球磨机与 $\phi 350$ 旋流器构成闭路再磨,再磨细度为 -0.045 mm 占90%。设计选矿指标为铜精矿铜品位20%、铜回收率88%;总硫精矿含硫37%、硫回收率70%;铁精矿含铁64%、铁回收率9%;铜精矿中金、银含量分别为 3.69 g/t 和 75.57 g/t ,金、银回收率为50%和67%。规模为13000 t/d 的新冬瓜山选矿厂于2004年10月正式投产,2005年6月前,按照设计流程和条件进行生产,试生产期间的选别指标很难达到设计指标,铜精矿含Cu较低、硫金矿含S达不到品级、铁精矿含S过高,且产品回收率很低。从2005年4月起,冬瓜山铜矿的选矿技术人员经过一系列的试验探索,对设计流程和药剂条件进行改造和调整,将铜硫浮选的pH值由设计值的12.0~12.3改为11.6~11.8,将铜精选1的尾矿由设计时的进入铜硫分选再磨而改为返回铜优先浮选,同时,还将药剂用量进行调整优化,经过一系列的优化改进之后铜精矿品位由18.35%提高到20%以上,Cu的回收率也由79.25%提高到85.59%,指标明显改善。

冬瓜山铜矿选矿厂为中国首次采用 $\phi 28000\text{ mm} \times 13000\text{ mm}$ 大型半自磨机与 $\phi 5030\text{ mm} \times 8300\text{ mm}$ 球磨机的碎磨工艺流程,替代国内传统的碎磨流程,可减少占地、节省基建投资。首次采用浮选机容积为130 m^3 的大型、 $\phi 24\text{ m}$ 的高效浓缩机和国产的45 $\text{m}^2/\text{台}$ 的陶瓷过滤机。在国内新建选矿系统中首次采用国际先进水平的DCS自动控制系统,保证大型选矿设备实现高效、低耗、安全、可靠的运行。选矿厂试生产3年多来,选矿处理能力基本达到设计指标。

C 伴生金银的选矿技术指标

狮子山铜矿自20世纪80年代初,由铜陵有色设计研究院及北京矿冶研究总院进行提高伴生金银回收率的研究。主要进行了伴生金银赋存状态、浮选工艺条件、重选回收及闪速浮选等研究,研究工作取得较大进展,金、银回收率大幅提高。主要研究工作为1983~1984年、1986~1989年的提高伴生金、银回收率小试及工业试验,通过提高磨矿细度、适当降低矿pH值、添加丁铵黑药、P-60及BK-301等新药剂,工业试验指标金、银回收率分别提高12.77%及8.49%;1991年开始研究采用闪速浮选回收粗粒金,采用闪速浮选技术首先回收粗粒金、再采用常规浮选的选矿方法,强化粗粒金、银的回收,1995年应用于生产,金、银回收率分别提高10.79%及5.09%。此外,选矿厂采用螺旋溜槽、摇床、短形旋流器等设备从浮选尾矿中回收金银,也具有一定效果。虽然原矿中金、银品位呈下降趋势,金、银回收率却逐年提高。

冬瓜山铜矿选矿试验研究工作自20世纪90年代初开始,主要由北京矿冶研究总院、铜陵有色设计研究院和北京有色冶金设计研究总院完成,在研究选矿主工艺流程及工艺条件的同时,重视伴生金银的回收。最终确定的设计工艺流程中,采用铜部分优先作业自然矿浆pH值下浮选,采用对金银选择性较好的BJ-301作捕收剂等工艺条件,保证伴生金银的回收

率。1990—2006 年铜精矿中金银回收指标见表 22-29。

表 22-29 冬瓜山铜矿 1990—2006 年铜精矿中金银回收指标

年 份	原矿品位/g·t ⁻¹		精矿品位/g·t ⁻¹		回收率/%	
	Au	Ag	Au	Ag	Au	Ag
1990	0.74	18.68	8.52	271.66	47.01	59.10
1991	0.63	18.20	9.60	262.47	59.74	56.50
1992	0.50	16.96	8.46	248.71	64.80	55.99
1993	0.52	17.82	8.51	274.36	57.96	54.79
1994	0.45	16.35	7.92	286.51	59.52	59.49
1995	0.47	16.70	7.24	266.72	57.05	58.93
1996	0.39	13.96	6.03	244.57	58.59	66.75
1997	0.31	13.01	5.48	232.03	60.54	61.74
1998	0.29	10.90	5.21	219.52	58.89	67.10
1999	0.33	11.90	5.76	233.44	64.22	71.63
2000	0.28	13.36	4.60	231.59	60.85	65.12
2001	0.30	12.39	4.87	214.41	61.28	64.30
2002	0.31	13.29	4.78	209.05	61.55	63.32
2003	0.28	12.03	3.79	166.06	60.69	61.34
2004 ^①	0.25	8.36	3.46	124.75	59.87	63.30
2005 ^①	0.30	7.49	3.30	92.33	46.89	52.73
2006 ^①	0.25	5.88	3.01	79.73	46.17	52.89

① 2004 年为狮子山与冬瓜山选矿厂指标加权平均,2005 年和 2006 年为冬瓜山选矿厂指标。

22.2.3.9 安徽凤凰山铜矿伴生金银回收概况

安徽凤凰山铜矿隶属于铜陵有色控股公司,于 1971 年元月正式投产。选矿主体工艺由瑞典萨拉公司建议设计,并引进其成套技术设备。矿石可选性试验由北京矿冶研究总院和瑞典萨拉公司分别进行,并共同商定试验最终推荐工艺流程。设计原矿处理能力 2000 t/d,以后扩建为 3000 t/d。选矿产品为铜精矿、硫精矿和铁精矿。

1974 年,引进芬兰奥托昆普自动化整套设备,主要包括过程仪表、载流荧光分析仪和过程计算机 3 大部分。1981 年选矿自动化系统正式投入运行。

A 矿石性质

矿石分为含铜磁铁矿、高铜矽卡岩及低铜矽卡岩 3 种类型。前二者为富矿(含铜 1.54%、硫 3%~5%),后者为贫矿(含铜 0.62%、硫 5%)。含铜矿物以黄铜矿为主,其次有斑铜矿、辉铜矿、少量孔雀石、黑铜矿等;主要伴生金属矿物有菱铁矿、磁铁矿、黄铁矿及赤铁矿,其次有方铅矿、闪锌矿、辉钼矿、辉钴矿、自然金及银;脉石矿物主要有矽卡岩矿物及方解石、石英、长石、云母等。矿石中有用矿物呈不均匀嵌布,尤其是斑铜矿、辉铜矿比黄铜矿细,铁矿物嵌布粒度比硫化矿更细。

金矿物主要以金银互化物形式存在,少量以单体金形式存在;金矿物的嵌布粒度为粗、细粒不均匀型,嵌布特征多为乳滴状、星点状和粒状,大部分包裹于黄铜矿之中。20 世纪 80

~90 年代,原矿金品位 0.7~0.8 g/t、银 16~18 g/t,随着开采年限的增加,原矿铜金银含量均下降,进入 2000 年后,原矿金品位 0.4~0.6 g/t、银 14~16 g/t,并处理部分露天开采矿石,选矿难度增加。

B 设计工艺流程、主要设备及选矿指标

设计碎矿工艺流程为三段开路,粗碎采用 1050 mm×1200 mm 颚式破碎机,中碎采用 16-50 液压圆锥破碎机,细碎采用 4-60 液压圆锥破碎机。磨矿工艺流程为棒磨、砾磨、旋流器、浮槽分级机二段磨二段分级闭路流程,采用 $\phi 2900$ mm×3600 mm 棒磨机、 $\phi 4500$ mm×4800 mm 砾磨机、 $\phi 500$ 旋流器及 $\phi 5500$ 浮槽分级机。设计选别工艺流程为铜硫混合浮选、混精再磨、中矿再磨、铜硫分离浮选、浮选尾矿弱磁选铁;采用 BFP-240-2B 及 BFP-120-2B 浮选机, $\phi 1800$ mm×2100 mm 球磨机再磨, $\phi 600 \times 1700$ 萨拉型永磁弱磁选机。设计选矿指标为原矿含铜 0.94%、硫 5.8%、铁 26%,铜精矿含铜 22%、铜回收率 90%,硫精矿含硫 40%、硫回收率 70%,铁精矿含铁 60%、铁回收率 17%。

1971 年 1 月扩建一个 $\phi 3200 \times 3100$ 格子型球磨机与 $\phi 2400$ 双螺旋分级机机组。1976 年,在试验研究基础上,将铜硫混合浮选流程改为半优先、半混合浮选流程,沿用至今。

该矿采用的棒磨、砾磨两段磨矿流程,单位电耗较高,目前矿山较少采用;半优先、半混合浮选流程,适应该矿矿石性质,浮选设备及占用场地较少。

C 提高伴生金银指标的选矿技术研究

该矿自 20 世纪 80 年代中,主要由铜陵有色设计院及北京矿冶研究总院进行提高伴生金银回收率的研究。主要进行了伴生金银赋存状态、浮选工艺流程及条件、重选试验等研究及选矿设备更新等工作,研究工作取得较大进展,金银回收率大幅提高。主要研究工作为 1986 年、1990 年的提高伴生金银回收率小试及工业试验,采用 P-60 和丁铵黑药作半优先作业捕收剂,并将半优先 pH 值由 7.8 提高到 10~10.5,金回收率由 64.86% 提高到 72.64%、银回收率由 62.8% 提高到 64.09%,金银回收率分别提高 7.78% 和 1.29%;2001 年采用选择性分级再磨技术,取消中矿再磨,将中矿分级沉砂返回砾磨机,并采用 XCF II 型浮选机代替 BPF 型浮选机,金银回收率分别提高 3.19% 和 1.73%;2006 年生产中采用 BJ-306 捕收剂,金银回收率分别提高 8.14% 和 2.02%。虽然原矿中金银含量呈下降趋势,不断进行选矿技术研究,金银回收率仍逐年提高。1990—2006 年铜精矿中金银回收指标见表 22-30。

表 22-30 凤凰山铜矿 1990—2006 年铜精矿中金银回收指标

年 份	原矿品位/ $\text{g} \cdot \text{t}^{-1}$		精矿品位/ $\text{g} \cdot \text{t}^{-1}$		回收率/%	
	Au	Ag	Au	Ag	Au	Ag
1990	0.86	18.69	8.30	168.74	56.72	52.74
1991	0.64	21.45	7.16	192.20	64.15	51.61
1992	0.55	19.37	7.21	192.65	69.37	52.98
1993	0.56	18.73	7.29	202.43	62.15	51.63
1994	0.52	17.89	6.93	203.09	62.44	52.79
1995	0.53	18.38	6.74	199.95	64.38	55.11
1996	0.44	14.71	6.50	186.33	64.01	54.29
1997	0.50	15.50	6.28	180.29	60.22	56.29
1998	0.44	15.25	5.53	169.23	60.35	53.50

续表 22-30

年 份	原矿品位/g·t ⁻¹		精矿品位/g·t ⁻¹		回收率/%	
	Au	Ag	Au	Ag	Au	Ag
1999	0.42	16.16	5.48	184.77	59.20	52.10
2000	0.44	15.79	5.94	193.54	59.48	54.27
2001	0.46	15.22	6.16	179.46	59.10	52.26
2002	0.46	16.50	5.98	187.94	59.84	52.13
2003	0.37	14.73	5.10	193.88	63.22	60.46
2004	0.38	12.75	5.27	178.30	56.60	57.55
2005	0.56	15.25	6.38	16.40	58.99	55.92
2006	0.63	15.42	7.29	150.4	55.86	47.11

22.2.4 国外金、银为主矿山生产实例

22.2.4.1 法尔里夫斯(Vaal Reefs)金铀矿

法尔里夫斯金铀矿位于南非德兰士瓦省尔河以南。由法尔里夫斯勘探与开采有限公司经营(Vaal Reefs Exploration and Mining Co. Ltd.)。地下开采,1944 年建矿。1980 年选厂处理金矿石 860 万吨左右,产黄金近 70 t,处理含铀矿泥 904 万吨左右,产氧化铀 176 万公斤左右。1980 年 7 月底保有矿石储量为 2900 万吨以上,平均含 Au 11.93 g/t。可供回收的含铀尾矿 2 670 万吨左右,含氧化铀 550 万公斤左右,硫 26 万吨左右。

坐落在 9 号竖井处的金选矿厂处理能力为每月 120000 t,采用炭浆法回收金。现有两个系列,磨矿作业共有两个系列,每一系列设 1 台 $\phi 4880\text{ mm}\times 9140\text{ mm}$ 半自磨机。矿石经磨矿和分级后进入浸出作业。浸出时间 48h。浸出的矿浆进入炭浆法吸附回路。载金炭再经过洗提和电积。洗提液为 1% 苏打和 0.2% 氰化钠溶液,通过热交换器在 120℃ 条件下给人洗提柱。来自洗提柱含金洗提液进入 6 个电积槽,金由钢毛阴极回收。载金阴极再由法尔里夫斯联合企业中的冶炼厂冶炼成黄金,还有副产品银。待 10 号竖井投产后,该选矿厂将扩大成 6 个系列,处理能力将为每月 360000 t。1983 年法尔里夫斯矿共处理了 957 万吨矿石,生产出 80 多吨黄金。另外,还建有铀回收厂,从尾矿中回收 U_3O_8 产品。

22.2.4.2 坎农(Cannon)金矿

坎农金矿位于美国华盛顿州(Washington)奇兰(Chelan)县韦纳奇(Wenathee)镇附近,由美国阿萨拉矿物公司(Asamera Minerals(U.S) Inc.)经营,1985 年投产,地下开采。设计年产黄金 3 t,1987 年处理矿石 50 万吨,产金 4.4~4.7 t。坎农金矿每吨入选矿石直接生产成本约 30 美元,每盎司黄金的总成本不到 200 美元。坎农金矿总投资 6250 万美元,其中三分之一用于建造尾矿坝。该矿由几个矿体组成,矿石品位有所变化。首先开采含金品位高的 B 矿带,估计有 360 万吨矿石,平均 Au 品位 7.7 g/t,平均 Ag 品位 12.4 g/t;B 矿带和 B 北矿带矿石合计为 160 万吨,Au 品位 4.4 g/t。截止到 1984 年底,探明的矿石资源地质储量总计已达 525.6 万吨。平均 Au 品位 6.7 g/t。金矿物主要为自然金和银金矿,与少量黄铁矿和微量砷黄铁矿、白铁矿和黄铜矿共生。绝大部分金的粒度都很细,但在个别带状石英脉中也偶尔见到粗粒金。

坎农选矿厂日处理矿石 1000 t,1985 年底日处理矿石达到 2000 t,日产精矿 100 t,回收

率:金 86%,银 60%。从井下运出的粗碎矿石进入矿仓后经皮带运输机进入破碎车间,经二段圆锥破碎机破碎。二段破碎由 1 台圆锥破碎机 $\phi 1700$ 与 1 台 1800×4800 A-c 双层振动筛构成闭路。破碎产品粒度小于 20 mm。该产品进入 6500 t 粉矿仓。粉矿再经皮带送入 $\phi 3500 \times 4500$ 棒磨机开路磨矿。棒磨排矿经 1 台 $1 \text{ m} \times 1 \text{ m}$ 跳汰机回收粗粒金,跳汰精矿再经 1 台 130×310 Wilfley 摇床处理。二段球磨机与 $\phi 380$ 旋流器成闭路作业,磨矿细度 95% - 0.074 mm,矿浆用泵送入浮选回路。粗选作业有 5 台 28 m^3 、Wemco 浮选槽,二次精选,一次精选有 6 台 5.7 m^3 、Garret 机械搅拌式浮选槽,二次精选有 2 台 5.7 m^3 、机械搅拌式浮选槽。二次精选精矿为最终精矿,经一矿浆池进入 1 台 $\phi 15 \text{ m}$ 精矿浓缩机,再进入 1 台盘式过滤机,再给入 1 台 $\phi 2700 \times 6000$ 燃气转筒干燥机。最终精矿含水 20%。精矿用汽车运往伯林顿以北一个装卸点,再运往铁路车站、经铁路运往华盛顿州的哥伦比亚河码头,由此装船海运到德国汉堡 Norddeutsche-Affinerie AG 的冶炼厂精炼。粗选尾矿经浓缩泵送往 1800 m 远的尾矿场。

该工艺是典型的棒磨、重选加浮选工艺。为了减少运输成本,选矿厂采用干燥机对精矿进行干燥。

22.2.4.3 德拉马(Delamar)银矿

德拉马银矿位于美国爱达荷州(I-daho)西南部德拉马地区银城(Silver City)以西 16 km 处。由马普科矿产公司(Mapco Minerals Corp.)经营,1977 年投产,除产银外还副产金,日开采矿石能力 1700 t,据 1996 年报道,年开采量矿石达 100 ~ 300 万吨,主要回收金和银。

矿床赋存在火山岩中,大部分矿脉近乎垂直,流纹石英斑岩的基岩经蚀变呈硅化作用,含有少量黏土,明矾石和绢云母。4/5 银产自硒银矿,其余为金矿石存在于较宽脉中的不规则裂隙中。从先后勘探的 3 个矿体中计算(1978 年)共有矿石储量 1000 万吨,含 Ag 78 ~ 155 g/t。目前采出的矿石含 Ag 155 g/t、Au 0.8 ~ 2.0 g/t。

德拉马选厂日处理能力 1700 t。原矿石经 2 条 914 mm 皮带运输机运往两段磨矿作业。一段磨矿采用半自磨,磨机采用 $\phi 2700 \times 5500$ Hardinge 湿式半自磨机,配有 745 kW 感应马达。原矿经一段半自磨后再经 Krebs D-26B 水力旋流器分级。溢流粒度为 10% - 0.074 mm 进入浸出槽,底流进入 1 台 $\phi 2900 \times 4600$ Hardinge 湿式球磨机,球磨机与水力旋流器成闭路作业。浸出作业共有 4 台浸出槽,串联作业,配有 82 kW Philadelphia 混合装置。浸出槽 pH 值为 10.5,氰化物添加量为每吨溶液 0.9 kg,浸出周期 72 h,浸出溶液泵送到 Eimco 浓缩机,共有 5 台 $\phi 38 \text{ m}$ 浓缩机,第 1 台浓缩机溢流(富液)泵入贮存槽。以后各浓缩机溢流从 5 号浓缩机进入 2 号浓缩机,2 号浓缩机溢流作为工艺用水送往选厂。1 号浓缩机底流依次进入 5 号浓缩机,再送往尾矿贮存区。浓缩机中添加 Cyanamid 1202 絮凝剂。

22.2.4.4 希尔格罗夫锑金矿

希尔格罗夫锑金矿,属新英格兰锑矿山公司,位于澳大利亚的新南威尔士州北部阿米代尔以东 30 km,为低温热液锑金矿床,地下开采,用重—浮选流程回收金和锑。

该矿辉锑矿的矿化发生在含有石英和少量方解石的低温热液矿脉中。共生矿物有辉锑矿、金矿物、磁黄铁矿、砷黄铁矿、白钨矿、绿泥石和石墨。矿化带平均宽 300 ~ 400 m。

选矿为重—浮流程回收锑和金。选矿厂于 1969 年投产,用浮选回收锑,原矿品位逐年上升加之金价提高,开始回收金。于 1976 年安装了重选回路单独回收金精矿,即重—浮流

程。选矿厂处理能力为每日 100 t 原矿。矿石经 $\phi 2100 \times 3000$ 球磨机—圆筒筛分级。筛下入圆锥选矿机粗选,粗精选用双螺旋选矿机和摇床 2 次精选,获得 Au 品位 2000 g/t 的金精矿,圆锥选矿机尾矿用旋流器分级后,沉砂返回磨矿,溢流(60% - 0.074 mm)入浮选回路。药剂为硝酸铅活化辉锑矿,乙黄药和 MIBC 进行锑浮选,获得锑精矿(含 Sb 68%, Au 30 ~ 40 g/t, 锑回收率 95%),浮选原矿含 Sb 4.5%, Au 9 g/t。浮选精矿再用摇床除砷并回收其中的金,提高金的回收率。含金的锑精矿用氰化浸出无效果,采用酸性硫脲溶液来浸出暴露的金,与 1982 年 3 月建成了硫脲浸出厂,用活性炭吸附,可得含金 6000 ~ 8000 g/t 的载金炭。根据金的解离程度,金的浸出率可达 50% ~ 80%,硫脲消耗量小于 2 kg/t。浸出厂投产后,考查生产中金主要损失在锑浮选尾矿的砷黄铁矿中,因此又增加了浮选中矿砷黄铁矿作业,可获得含 As 15% ~ 20%, Sb 5%, Au 150 ~ 200 mg/t 的产品,金的作业回收率 10%。根据目前的流程,金的总回收率可达 85%,此砷锑精矿送往法国冶炼。据此,矿山对所堆存的旧尾矿进行了可行性研究,由澳大利亚维克斯有限公司建设了一日处理 600 t 尾矿的再处理厂,于 1983 年 5 月投产,回收其中的锑和金。

22.2.4.5 基兹顿金银矿

该矿位于澳大利亚昆士兰州北部汤斯维尔西北 280 km,有公路、铁路与外界相通,并在基兹顿有一简易机场,可供任何天气飞行使用。矿山属于基兹顿黄金矿业有限公司。1907 年发现砂石矿体,含金较富,主要集中采金,很快砂金矿被采空,于 1949 年关闭。1978 年普莱瑟开发有限公司与当地个体拥有者组建了普莱瑟—奥斯特克斯有限公司。原矿平均含 Au 1.86 g/t, Ag 2.27 g/t,具有较大储量,1984 年开始建设,建有露天矿和选矿厂,于 1985 年 2 月 6 日生产出第一批金银锭。基建投资 1.4 亿澳元,是澳大利亚最大的金矿。选矿厂处理能力为 7500 t/d,若处理氧化矿石则可高达 1 万 t/d 以上。年产金 600 kg,银 4100 kg。据 1996 年报道,矿山 1995 年生产矿石 300 万 t 以上。

矿体赋存在元古代变质岩和花岗闪长岩内,为垂直状角砾岩管状矿脉,矿脉与侵入的流纹岩共生,在角砾岩形成前后都有硫化矿成矿形成,有 80% 的金赋存在硫化矿中。主要是黄铁矿中,据 1986 年的勘探,矿石储量为 3460 万吨,含 Au 1.86 g/t, Ag 2.27 g/t。截至 1989 年 12 月 31 日,存储量仍 3200 万吨,目前仍在进行勘探。

22.2.4.6 帕拉代斯峰(Paradise Peak)金银矿

该矿位于美国内华达州(Nevada)西部加布斯(Gabbs)以南 12 km 处。由食品机械和化学公司(FMC Co.)经营,1986 年投产,露天开采。工程总投资 1 亿美元左右。氰化厂于 1986 年 4 月投产,处理能力 3600 t/d。另外对低于入选品位的矿石进行堆浸处理,堆浸矿石大约有 307 万吨,另外在本矿区附近 Ketchup Flat 地区还有 210 万吨可堆浸的矿石,这些储量中大约含有 5.07 t(16.9 万盎司)金和 97.23 t(324.1 万盎司)银。计划年平均产金 3.1 t(10 万盎司),银 108.5 t(350 万盎司)。该矿预计可开采到 1996 年。年开采矿石量 100 ~ 300 万吨。

该矿体赋存在第三纪安山岩或流纹岩及火成碎屑岩中。金银嵌布特性与浅成热液岩层地质环境有关。表现特征为高度硅化和黏土化。主要矿物有自然金、自然银、银硫化矿物和卤化物、毒砂、雌黄和雄黄。地质储量 1200 万吨,含 Au 3.6 g/t, Ag 129 g/t。估计矿石中总含金量 34 t(110 万盎司)、银 933 t(3000 万盎司)。

原矿在露天采场经 1 台 610×610 格筛筛分,再由 1 台 1400×11000 板式给矿机给人 1

台 1000×1300 颚式破碎机,粗碎后矿石经筛分,筛上产品再经 1 台 1700×600 标准型圆锥破碎机破碎,中碎后的产品和筛下产品(小于 50 mm)再经 3 台 2000×6000 单层振动筛处理,筛上产品进 2 台 $1700 \text{ mm Re} \times \text{nord}$ 旋盘破碎机,与筛子构成闭路,最终破碎粒度小于 6 mm 。破碎后的产品进磨矿回路,球磨机规格 5000×7000 ,处理能力为 3600 t/d ,磨矿细度 $85\% - 75 \mu\text{m}$ 。球磨机与 4 台 $\phi 660$ 旋流器构成闭路。球磨机排矿 pH 值为 11, pH 值用石灰调整。旋流器溢流经两段取样器取样后进入 $\phi 27 \text{ m}$ 浓缩机,溢流返回磨矿回路,底流(50% 固体)泵入浸出系统。浸出系统有 8 台 $\phi 10 \text{ m} \times 11 \text{ m}$ 浸出槽。矿浆经浸出、对流倾析(CCD)处理。含金溶液经过滤、澄清(用硅藻土)、真空脱氧、锌粉置换,再经过滤,滤液返回 CCD 流程,贵金属沉淀物进贮矿仓。贵金属沉淀物进搅拌槽酸浸,搅拌槽内充入氮气,再经过滤、蒸馏(除汞),在真空条件下加热至 732°C ,汞蒸汽收集在冷凝器内。最后再经木炭过滤机过滤,带走残存的汞。沉淀物经 0.3 m^3 、 500 kW 感应炉熔炼,铸成金锭。炉渣经破碎后用静电选矿机回收金属。金回收率 $92\% \sim 95\%$ 、银 $62\% \sim 75\%$ 。

22.2.4.7 马斯巴特(Masbate)金银矿

马斯巴特金银矿位于菲律宾马斯巴特省。该省是菲国主要产金地之一,有多个公司在此开采,直至第二次世界大战才被迫停产。马斯巴特金矿公司的规模最大,日处理矿石 3500 t ,且成本最低。由于金价上涨,1978 年菲政府决定重新开采该矿,1980 年 1 月生产出了第一根金条。矿石储量 800 万 t ,含 $\text{Au } 2.6 \text{ g/t}$ 、 $\text{Ag } 3.6 \text{ g/t}$ 。露天开采、炭浆法提金,金银实际浸出率分别为 97.3% 和 66.8% ,月产金 186.6 kg 、银 124.4 kg 。金银合质金为金 66% 、银 33% 。

含金银矿多集结于矿脉断层系中,高品位矿石一般赋存于角砾岩和多孔的含锰石英脉中。可靠储量 828 万吨 ,平均品位 $\text{Au } 2.6 \text{ g/t}$ 、 $\text{Ag } 3.6 \text{ g/t}$ 。

炭浆法提金。1978 年投资 2300 万美元 建成日处理能力 3500 t 矿石的炭浆法提金厂,这是对炭浆法和逆流洗涤法经过详细经济比较之后决定的。炭浆法投资仅为逆流洗涤法的 30% ,采用该国丰富的椰壳炭比用进口锌粉便宜,生产成本低,且矿泥对矿浆工艺无害。破碎磨矿,第一段破碎为振动筛(1220×380)和颚式破碎机(910×1220),矿石经 2 台洗涤器($2.44 \text{ m} \times 3.66 \text{ m}$)清洗矿泥。矿泥由 2 台串联螺旋分级机($\phi 1980$)分级,大于 0.15 mm 矿砂入粉矿仓,小于 0.15 mm 矿泥入浓缩机($\phi 45.7 \text{ m}$)浓缩,底流送去氰化,溢流返回做洗涤水。洗涤器的粗粒矿运至露天矿堆(容量 13500 t),粗粒经第二段破碎(2 台 $\phi 1670$ 圆锥破碎机)筛分(1500×3700 双层振动筛),筛分粒度为 32 mm 。第三段破碎为 2 台圆锥破碎机($\phi 1670$)和单层振动筛(1800×4300),筛下产品(小于 9.5 mm)送粉矿仓。磨矿由 4 台球磨机(2 台 $\phi 3200 \times 4900$ 、2 台 $\phi 3200 \times 5500$)与 Krebs D20 水力旋流器闭路,旋流器溢流(浓度 30% 、粒度 $80\% - 0.074 \text{ mm}$)入浓缩机(加凝聚剂)浓缩,底流(固体浓度 48%)与矿泥浓缩机底流(浓度 25%)一起入氰化,浓缩机溢流做球磨机补水。

氰化钠用量以 $0.9 \text{ kg/t}_{\text{矿石}}$,氰化由 11 个搅拌槽($9.15 \text{ m} \times 9.15 \text{ m}$,槽内鼓入 1.6 kg 压力的空气,用螺旋桨搅拌)浸出 24 h ,经活性炭吸附(4 个装有中央空气提升器和转动耙的吸附槽)。活性炭载金量为 $1710 \sim 1950 \text{ g/t}$,载银量 $1300 \sim 1471 \text{ g/t}$,在振动筛上洗涤,送至解吸系统。氰化浸出率金为 97.3% ,银为 66.8% 。饱和后活性炭在振动筛上洗涤后,进行解吸,每批解吸量为 2 t 载金炭,将乙醇、苏打、氰化钠组成的解吸液加热到 90°C ,以流速 $0.37 \sim 1.2 \text{ kg/s}$ 流进 3 个不锈钢解吸槽,槽夹套管内注入蒸汽,保证温度提高解吸率,解吸时间

14 h, 金解吸回收率 97.4%、银 90.7%。

电解有 2 个系统, 每个系统有 3 个不锈钢矩形电解槽, 每槽装 8 个钢丝棉阴极, 每个阴极 0.23 kg, 阳极用穿孔的不锈钢板制造。整流器供电, 每槽电流为 300 A, 电压为 12 V。金、银在阴极上沉积, 每周取 3 次阴极, 全月产金量 186.6 kg、银 124.4 kg。电解率较高, 金为 97%、银 90%。将载有金、银的阴极在竖式坩埚炉内熔炼后, 再精炼一次, 获得金银合质金的金条。

22.2.4.8 桑夏恩(Sunshine)银矿

桑夏恩(Sunshine)银矿位于美国爱达荷州(Idaho)科达伦(Coeur d'Alene)矿区。由桑夏恩采矿公司(Sunshine Mining Co.)经营。赫克拉采矿公司(Hecla Mining Co.,)拥有 33% 股份。1884 年投产, 地下开采。从 1904 ~ 1975 年, 采出矿石约 922 万吨, 回收银 8770 t, 铜 4 万吨, 锑 2.5 万吨, 铅 6.5 万吨, 日采矿石 1000 t 左右。年开采矿石 15 ~ 30 万吨。1980 年银产量 28 t。

矿床沿奥斯本断层东西走向延伸, 上覆前寒武纪变质岩。矿床为中温热液交代矿脉。主要矿物有含银黝铜矿、黄铜矿、方铅矿和砷黄铁矿、银和锑。矿石储量 150 万 t, 平均含 Ag 857 g/t, 按 1981 年开采量可开采 8 年。1996 年报道现仍在生产。

选厂日处理矿石能力 1200 t。矿石经两段破碎, 一段破碎采用 Taylor 型旋回破碎机(914.4 mm), 二段破碎采用 Symons 短头圆锥破碎机(1219 mm), 2 台 A-C 振动筛(1219 × 3658)与二段破碎机成闭路作业。采用一段磨矿, 磨矿作业有 1 台 Denver 型球磨机(2438 × 2438)和 2 台 Hardinge 球磨机(2438 × 1219), 磨矿细度 60% - 0.074 mm, 磨矿能力 1000 t/d。浮选作业包括一次浮选, 有 10 台 1422 mm Fagergren 浮选槽(4 台粗选、4 台扫选和 2 台精选槽)。一次浮选回路添加 Aerofoaf 242(5 g/t)、甲基异丁基甲醇(2.5 g/t)。一次浮选回路产出含银黝铜矿精矿再送往二次浮选回路(8 台 Agitair 浮选槽)。硫化锌和硫化钠用于抑制方铅矿和黄铁矿, 二次浮选回路产出高品位银精矿, 再送往锑回收厂浸出。一次浮选回路尾矿单独送往一个同样的二次浮选回路, 添加黄药和 Aerofloat 31, 回收残余的黝铜矿和方铅矿, 此回路产出的精矿连同高品位产品二次浮选产出的尾矿一起再磨, 磨至 95% - 0.043 mm, 经再磨再选产出含 Ag 2488 ~ 3110 g/t 银精矿。产出的尾矿再经扫选进一步回收有价金属, 归入最终低品位精矿。选厂尾矿经旋流器分级用作矿山回填料。高品位 Ag-Cu 精矿: Ag 40.434 g/t、Cu 25%、Sb 18%、Pb 4%; 低品位精矿: Ag 2800 g/t、Cu 1%、Sb 1.4%、Pb 3%。

22.2.4.9 银熊(Silver)银矿

银熊银矿位于加拿大西北地区大熊湖(Great Bear Lake)卡姆塞尔河(Camsell River)附近。由特拉采矿勘探有限公司(Terra Mining and Exploration Limited)经营。该矿于 1966 年归属特拉公司。1967 年进行金刚石钻孔勘探。1968 年矿山投产, 1969 年选矿厂投产。选矿厂日处理能力 150t, 采用跳汰选和浮选回收银、铋和铜精矿。

矿床赋存于火山岩和沉积凝灰岩中。矿石中含有自然银、自然铋, 窄矿脉结构中有相当量的多种硫化物和砷化物。硫化物有黄铁矿、黄铜矿、闪锌矿、方铅矿。砷矿物有砷黄铁矿、红砷镍矿。90% 的银和铋为自然金属, 其余的主要以硫银铋矿和辉铋矿形式存在。脉石为含镁和钙碳酸盐, 少量石英。

选矿工艺采用破碎、磨矿、重选和浮选流程。矿石经两段闭路破碎至小于 9.5 mm 后进

入磨矿回路,该回路中设有1台 $\phi 2440 \times 1830$ 球磨机、1台duplex 4880 \times 7320跳汰机和1台 $\phi 152$ mm旋流器。磨矿细度 -0.15 mm 80%,浓度75%。跳汰精矿送脱水和干燥后装袋运往冶炼厂。旋流器溢流(40%浓度)直接泵送入浮选回路。异丙基钠黄药(CX-31)36.29 g/t和水合石灰771.12 g/t加入球磨机给料。粗选作业加入聚丙烯二醇做起泡剂,再进行3次扫选。异丙基钠黄药(13.61 g/t)和戊基钾黄药(CX-51)45.36 g/t分阶段加入扫选作业。粗选和1次扫选精矿汇合用石灰将pH值调到11再进行两次精选。精矿经浓缩过滤,水分达10%。包装成1t纸板箱运往冶炼厂,冬季由冰冻路运输,夏季用驳船运输。扫选尾矿通过ABS塑料管道排放到地表以下一条小河里。因尾矿中含砷 1×10^{-6} ,加硫酸铁控制溶解的砷含量。选厂新鲜用水来自卡姆塞尔河,尾矿池回水用泵送回选厂。电力由2~3台500 kW柴油发电机发电。燃料油夏天用驳船运输,冬季用槽罐式卡车运输进矿。发电机废热用于跳汰精矿干燥和选厂大楼取暖。

22.2.4.10 埃尔因迪奥(EL Indio)金银铜矿

埃尔因迪奥位于智利科金博省(Coquimbo)的埃尔基(Elqui),由埃尔因迪奥矿业公司(Cia Minera EL Indio.)经营。1981年12月投产,日生产矿石能力1250 t(包括Mula Muerta和Indio)。2个露天矿的采矿能力630 t,1个地下矿的采矿能力620 t,矿石年产量为50~100万吨。投资2亿美元。低品位矿石经选矿厂处理,高品位金矿石直接用汽车运至海岸出口。主要产品为多尔金银锭和含金银铜精矿。

矿体赋存在只有400 m \times 100 m范围的矿块中,呈两种类型矿体产出,一为块状硫化矿,厚度为10 m,长60 m,矿石中含铜、银高和少量金;二为石英脉矿体,含金、银高和少量铜。总计矿石储量312万吨,原矿含Au 12.0 g/t、Ag 144 g/t、Cu 3.52%,直接船运矿石5万吨,含Au 345.2 g/t、Ag 145 g/t、Cu 2.60%,勘探仍在继续。

选矿厂设计能力每日1250 t,生产两种产品:含砷铜精矿,多尔金银锭。副产品为砷的三氧化物。采用三段碎矿、洗矿、一段磨矿、铜粗选及精选、浮尾用炭浆法生产金银锭。破碎有1台630 \times 1070颚式破碎机、1台标准型和1台短头型圆锥破碎机、1台振动筛(1500 \times 4300)。洗矿用1台4.3 m \times 4.3 m搅拌筒、2台螺旋分级机($\phi 2100 \times 8800$),洗去原矿中的可溶铜及铁盐,利于下面浮选和氰化作业,磨矿用1台 $\phi 4000 \times 4900$ 球磨机和2台旋流器,磨矿细度 -0.25 mm 95%,浮选为二平行系列,用粗选、扫选、二次精选,全用8.5 m浮选槽;精矿三段脱水,浓缩(1台 $\phi 12$ m浓缩机)、过滤(1台8盘式过滤机)、干燥(旋转式筒型干燥机),最终产品水分8%。浮选尾矿用炭浆法进行氰化浸出,最后产出多尔金银锭。铜回收率95.1%,Cu品位22%,金回收率95%。

22.2.4.11 咸兴(Sunghung)金铜矿

咸兴金铜矿位于平壤东北120 km的平安南道(South Pyongan)。1913年开始采矿,为热液充填含金硫化矿,缓倾斜石英脉状矿层,走向长8 km,沿倾斜方向46 km,矿体连续性好,间有小断层。矿石中主要矿物为黄铜矿、黄铁矿、金、银、石英、云母、方解石。原矿品位Au 3~15 g/t、Ag 20~40 g/t、Cu 0.1%~0.5%、S 1%~15%。地下开采,破碎—磨矿—重选—浮选联合流程,获得重选精矿和浮选精矿,金、银、铜的总回收率分别为93%~94%、90%和90%。1913年开始采矿,1953年重建。

选矿厂沿山坡建设,矿浆自流输送。采用三段闭路破碎、一段磨矿重—浮选联合流程。粗碎机为 $\phi 300$ 旋回破碎机、中碎为 $\phi 1200$ 圆锥破碎机、碎矿最终粒度为65% -15 mm。破

碎产品磨矿后先经跳汰机和圆筒型溜槽分选、选出粗粒金和铜,粗精矿用摇床精选,获得重选精矿(含 Au 100 ~ 150 g/t, 金回收率 50%),重选后的尾矿入分级机分级,溢流粒度为 60% ~ 70% - 0.074 mm 进行浮选,沉砂返回磨矿。浮选为粗、扫选和精选,获得铜硫浮选精矿(含 Au 40 ~ 50 g/t),然后进行铜—硫分离。浮选药剂有黄药 40 g/t、甲酚黑药 30 g/t、松油 70 g/t、水玻璃 100 g/t (加入精选)。铜—硫分离加石灰、水玻璃、羧甲基纤维素抑制硫。

原矿品位 Au 3 ~ 15 g/t、Ag 20 ~ 40 g/t、Cu 0.1% ~ 0.5%,重选精矿含 Au 100 ~ 150 g/t,精矿含 Au 40 ~ 50 g/t,金、银、铜的总回收率分别为 93% ~ 94%、90% 和 90%。处理每吨原矿的材料消耗:电 28 ~ 31 kW · h,水 3.5 ~ 5 m³,铁球 2.8 ~ 3 kg,衬板 0.5 ~ 0.7 kg,球磨机作业率 75%。

22.2.4.12 笏洞金铜矿

笏洞金铜矿朝鲜半岛北部的黄海北道,距平壤约 100 km。为高中温热液和石灰岩接触变质含金硫化矿的铜钼矿床。矿石类型分两类:一类为金铜矿石,主要矿物为黄铜矿、自然金、石榴石和方解石,原矿含 Au 2 ~ 5 g/t、Ag 3 ~ 7 g/t、Cu 0.2% ~ 0.5%;另一类为铜钼矿石,主要矿物为黄铜矿、辉钼矿、石榴石、方解石,原矿含 Cu 0.1% ~ 0.5%、Mo 0.05% ~ 0.1%。浮选方法选别,产品为铜精矿和钼精矿,金和银综合回收在精矿中,总回收率分别为 80% 和 80% ~ 90%。

两种矿石分采分选。金铜矿石采用磨矿重选、浮选流程;铜钼矿石采用混合浮选流程。碎矿采用三段一闭路流程,将矿石碎至 75% ~ 85% - 20 mm 磨矿共 12 个系列,5 个系列处理金铜矿石,7 个系列处理铜钼矿石。金铜矿石采用一段磨矿重—浮联合流程,重选为跳汰机加在磨矿回路中回收粗粒金和铜,磨矿粒度 70% ~ 65% - 0.074 mm,进行重选和浮选。选别结果为原矿含 Au 2 ~ 5 g/t、Ag 3 ~ 7 g/t、Cu 0.2% ~ 0.5%,重选精矿品位 Au 700 ~ 1500 g/t、Ag 700 ~ 1500 g/t;浮选精矿品位 Au 60 ~ 80 g/t、Ag 100 ~ 150 g/t、Cu 17% ~ 20%。金、银、铜的总回收率分别为 80%、80% ~ 90% 和 85% ~ 90%。铜钼矿石磨矿粒度为 65% ~ 70% - 0.074 mm,混合浮选和铜钼分离,选别指标:原矿品位 Cu 0.1% ~ 0.5%、Mo 0.05% ~ 0.1%,铜精矿 Cu 品位 7% ~ 11%,回收率 80% ~ 85%;钼精矿 Mo 品位 39% ~ 48%,回收率 50% ~ 65%。

22.2.4.13 埃纳森(Enasen)金铜矿

该矿位于瑞典中部海尔辛兰省(Hals-ingland)的于斯达尔市(Ljusdal)郊,1930 年发现该地区的铜矿化带,继续勘探后于 50 年代初发现了伴生金银的价值,于 70 年代末 80 年代初进行开发建设。1983 年 2 月始建,当年 8 月 29 日投产,国王(卡尔十六世·古斯塔夫)亲自参加开工典礼。矿床存在于花岗岩和高度变质的片麻岩中,为铁和铜的硫化物矿石。矿石含 Cu 0.2% ~ 0.6%、Au 0.8 ~ 2.2 g/t。露天开采,汽车运输,采用破碎、自磨、砾磨磨矿,优先浮选流程。年采选矿石 20 万吨,年产精矿中含金 350 kg、银 550 kg、铜 400 t。该矿由 Boliden 集团公司管理经营,为该公司第 40 个矿山。矿体顶盘为带有磁黄铁矿和黄铜矿的富含长石的片麻岩,Cu 含量大于 0.6%,而矽线石石英岩矿石中含 Cu 量在 0.2% 左右,但其含金量高。金以自然金和碲化物存在,嵌布粒度极细,大多数的金和铜结合在黄铜矿边缘。初步证实矽线石石英岩矿石储量 140 万吨,长石片麻岩矿石 30 万吨(1984 年报道),石英岩矿石含 Cu 0.2% 左右、Au 2.2 g/t;长石片麻岩矿石含 Cu 0.6%、Au 0.8 g/t。投产至今已 14

年仍在继续进行生产,勘探工作未停止,其矿石储量在不断增加。

选矿工艺为破碎、自磨、砾磨、混合浮选流程。选矿厂与矿山同时于1983年8月末建成投产,年处理矿石量20万吨。从露天采场由汽车运来的原矿入贮矿仓后,由1台 Morgard shammar AR—150 型颚式破碎机将矿石碎至小于150 mm,入贮矿仓(2000 t 容量),由2台给矿机将矿石给入1台由计算机控制的自磨机($\phi 5200 \text{ mm} \times 2700 \text{ mm}$)磨矿,排矿入1台砾磨机($\phi 2900 \text{ mm} \times 7200 \text{ mm}$),砾磨机排矿由1台螺旋分级机分级,返砂入自磨机,溢流入1组水力旋流器,其沉砂返回自磨,溢流即为浮选给矿。磨矿细度小于 $400 \mu\text{m}$,其中 $45\% - 44 \mu\text{m}$ 。浮选作业为粗选和二次精选。浮选槽16台。铜精矿经浓缩($\phi 7 \text{ m}$ 浓缩机)、过滤(筒式过滤机)后,水分达 $7\% \sim 8\%$ 。浮选药剂为戊基钾黄药捕收剂和 MIBC 起泡剂及石灰调整剂,通常情况下不用调整 pH 值,根据矿石性质的变化而决定石灰的加减。浮选指标为:年处理原矿石20万吨,产铜精矿4000 t,精矿含 Cu 10.5%、Au $90 \sim 100 \text{ g/t}$ 、Ag 150 g/t ,金回收率80%、铜回收率95%~96%,年产金属铜400 t、金350 kg、银550 kg。选厂区附近有一天然湖泊可提供水源,像艾蒂克矿山一样回水利用率为100%。矿山对环境保护特别重视,对粉尘进行监控,尾矿坝及采场均按要求进行植被。铜精矿经650 km 运至波立登公司的 Ronnskar 冶炼厂。先经矿区20 km 的公路,然后再经柏油路运至翁厄铁路站,由铁路再运至冶炼厂,采用3.5~4 t 的容槽运精矿。

22.2.4.14 瓦图库拉(Vatukoula)金银矿

该矿位于斐济群岛中最大的维蒂岛(Viti Leu)上 I 距北海岸8 km,由皇家金矿有限公司(Emperor Gold Mining Co., Ltd.)经营管理。为含金银的碲化物矿床,地下开采和露天开采并用,1933年投产,采用破碎—洗矿—磨矿—浮选流程,采选能力为每日1000 t 原矿,最终产品为碲化物精矿(含 Au 2500 g/t)和硫化物精矿(含 Au 85 g/t)。1996年报道,矿山仍在生产。

矿脉产于第三纪后期的一破火山口的接触带附近。赋存在连续、平缓、有凝灰岩夹层的玄武岩岩流中,为含金银的碲化物矿脉,已知矿脉有70余条。矿石可靠储量40万吨(含 Au $4 \sim 8.7 \text{ g/t}$)、推断储量13万吨(含 Au $2.4 \sim 7.6 \text{ g/t}$)、预测储量185万吨。矿石中金银主要赋存在与硫化物伴生的碲化物中,也含有少量自然金。

选矿采用破碎—洗矿—磨矿—浮选流程。将原矿用 900×600 破碎机粗碎,粗碎后矿石用 $\phi 2100 \times 3600$ 叶片式洗矿筒洗去原生矿泥,经筛子和耙式分级机将矿块和矿泥分开,粗块再经 $\phi 1300$ Symons 型短头圆锥破碎机和筛子闭路,破碎产品粒度小于16 mm,入粉矿仓(容量2000 t)。磨矿由1台 $\phi 1800 \times 2400$ 棒磨机和3台 $\phi 600$ 旋流器闭路磨矿,磨矿处理能力 $30 \sim 40 \text{ t/h}$,磨矿粒度 $55\% - 0.074 \text{ mm}$,然后进行碲化物浮选和硫化物浮选,矿泥单独进行浮选。浮选药剂为石灰 940 g/t ,加入磨矿机。碲化物浮选加硅酸钠,Teric 407 药剂 40 g/t ,硫化物浮选加 Teric 402 药剂 80 g/t 、黄药 170 g/t 、苏打灰 610 g/t ;矿泥浮选加 Teric 407 药剂 340 g/t 、黄药 1100 g/t 、苏打灰 4350 g/t 。浮选所得碲化物精矿含 Au 2500 g/t ,硫化物精矿含 Au 85 g/t ,金回收率75%,银回收率20%。

22.2.4.15 舒马赫(Schumacher)金银铜矿

舒马赫(Schumacher)金银铜矿位于加拿大安大略省(Antario)蒂明斯市,属帕木·波丘潘矿山有限公司(Pamour Porcupine Mines Limited)。1973年以前该矿属麦克因泰尔·波丘潘矿山有限公司(Mc Intyre Porcupine Mine Limited)。1962~1975年开采铜矿石,井下开采,

选矿厂处理能力 3000 t/d。铜金和金矿石堆存并在选厂中一独立系统处理。选矿厂单独处理舒马赫矿石至 1976 年。自 1976 年以后,舒马赫仅供选厂 55% 矿石量,其余矿石来自帕木 3 号矿,霍林格(Hollinger)和罗斯(Ross)矿。外部矿石分别进入地下矿石溜井系统,再送往地表贮矿堆和移动式破碎机、圆锥破碎机、辊压机和筛分机,混合矿石碎至 -4 mm。应用 Place 跳汰机从一段磨矿回路中回收游离金。两段浮选回收铜金精矿,运往诺兰达公司冶炼厂,含黄铁矿的金精矿铸成金锭。

矿脉深部磁黄铁矿含量增加,以及在某些石英脉中赋存有活性石墨矿物给选矿带来难题。对 98% -43 μm 混合精矿氰化处理之前增加一段预充气和添加石灰溶液工序已基本解决磁黄铁矿型矿石的处理问题。石英脉中含有“活性”和“非活性”石墨矿物,增加了浮选药剂消耗和金在尾矿中的损失量。采用两段浮选使石墨矿物进入铜精矿。帕木 3 号矿含滑石,游离金赋存在黄铁矿和磁黄铁矿中。霍林格矿石中的金呈游离态,赋存在稀疏黄铁矿矿层中。罗斯矿石坚硬比其它矿石难磨,金呈细粒或片状,赋存于硫化矿中。有用矿物包括黄铁矿、白铁矿、闪锌矿、斑铜矿、方铅矿、砷黝铜矿。矿石中金属品位:Cu 0.03%、Pb 0.01%、Zn 0.04%、Ag 2.57 g/t、Au 2.54 g/t。

选矿:采用三段破碎、磨矿、重选和浮选流程。矿石经三段破碎至 -4 mm 后进入三个磨矿系统,每一磨矿系统都设有 1 台一段磨机和 2 台两段磨机($\phi 1520 \times 4880$ Allis Chalmers 溢流型磨机),与 1 台 Krebs D20B 旋流器成闭路作业。浮选给矿浓度 45%,磨矿细度 60% -0.074 mm,跳汰机从 3 个一段磨矿回路中回收金,粗精矿在 1 台跳汰机中精选。最终跳汰精矿送精炼厂处理,经过干燥、除铁、除铜、冶炼成金锭。铜浮选,经磨矿跳汰后的尾矿为浮选给矿,采用两段浮选回收两种精矿:Cu-Au 精矿送往诺兰达冶炼厂,混合黄铁矿精矿用氰化法回收金。第一段浮选(铜浮选),矿浆进入 4 个浮选系列,每列 2 台 Denver SubA6 槽浮选机和 1 台 3.05 m \times 3.05 m Maxwell 浮选机,再进入 3 个系列浮选,每系列 2 台 No. 4 Denver SubA 浮选机,pH 值为 8.7。混合精矿和跳汰精选尾矿经旋流器分级,溢流浓度 15%, -0.043 mm 细度 98%,进入 1 台 Dorr 浓缩机,旋流器底流返回再磨。浓缩机底流进入氰化回路,溢流回水利用。浮选尾矿经分级每月产出 5 万吨水力回填砂料,最终尾矿入 3 km 以外的尾矿坝。

氰化:黄铁矿精矿经浓缩后用石灰预处理,再加入氰化钙,经浓缩,两次过滤,滤液直接进入浓缩机,溢流进入金溶液贮存槽,氰化废渣与回填料一起进入尾矿区,氰化金溶液经 Merrill-Crowe 法处理。

精炼厂处理帕木 No. 1 矿和舒马赫矿沉淀产品。沉淀产品用硫酸和二氧化锰处理脱除锌和铜。熔融产品精炼产出金锭。渣含 Au 62.2 g/t、Ag 124.4 g/t。铜从酸浸出液中回收。

22.2.4.16 芒特摩根铜有限公司

芒特摩根铜有限公司位于澳大利亚的昆士兰州罗克汉普顿西南 40 km,有选矿厂、采矿井和冶炼厂。芒特摩根铜矿是一个老矿山,已有近百年的历史,现在采剥总量为 450 万吨左右,选矿厂处理能力 4000 t/d,原矿含 Cu 0.7%、Au 2.0 g/t、S 15.0%,年产铜金属 9000 t、金 2 t。

矿床为含金、铜和银的多金属矿床,矿体为一不规则的石英、黄铁矿矿体,其中含的金、铜和银矿物呈不规则分布,矿石平均含 Cu 0.7%、Au 2.0 g/t、S 15.0%。

有两座选矿厂,日处理能力为 4000 t,1 号选矿厂 2750 t,2 号选矿厂 1250 t,两厂选矿流

程不同,1号为泥砂分选浮选流程,2号为混合浮选流程。

1号选矿厂流程为三段破碎、两段磨矿泥砂分选流程。粗碎为1台旋回破碎机在采场将矿石碎为 -200 mm ,运至选矿厂粗矿仓(4万吨容量)。中碎为2台双层振动筛($1070\text{ mm}\times 3660\text{ mm}$)小于 17 mm 部分入粉矿仓,大于 64 mm 再碎后与 $17\sim 64\text{ mm}$ 部分进入细碎。细碎为2台双层振动筛(1830×4880)和1台4/60型液压圆锥破碎机闭路,小于 16 mm 矿石最终进入粉矿仓。由于原矿石中含有酸性成分和矿泥,故进入磨浮车间之前先经洗矿。用二段耙式分级机串连洗矿,分级机溢流由Krebs EE 10-9旋流器分级,旋流器溢流(浓度 12% 、 $90\% -0.074\text{ mm}$ 、产率 8% 、含铜 1.2%)送至矿泥系统浮选。耙式分级机返砂和旋流器底流同入磨矿前的细矿仓。磨矿由1台棒磨机和球磨机与 $\phi 600\text{ mm}$ 旋流器组成第一段磨矿,磨矿细度 $45\% -0.074\text{ mm}$;第二段磨矿为6台 $\phi 1400\text{ mm}\times 2800\text{ mm}$ 格子型球磨机与Krebs D20B旋流器闭路,最终磨矿细度 $60\% -0.074\text{ mm}$,浓度 35% 。矿泥浮选采用阿基泰尔 No. 48型耐酸浮选槽进行粗选和精选;矿砂部分矿浆碱度维持在 $0.04\% \text{ CaO}$ 进行浮选。综合浮选指标为:原矿含 Au 1.89 g/t ,精矿产率 3.5% ,含 Cu 19% 、Au 32.50 g/t ,铜回收率 90.9% ,金回收率 60.5% 。精矿浓缩过滤,用2台 $\phi 21\text{ m}$ 浓缩机和2台 $\phi 1830\times 6$ 盘式过滤机进行,最终精矿含水分 13.0% ,经称重取样后送冶炼厂。矿砂尾矿靠重力流至 30 m 尾矿浓缩机,底流入尾矿坝。浮选药剂(g/t):乙基黄药 1.0 、异丙基黄药 3.0 、丁基黄药 2.0 、Z-200 22.0 、起泡剂 Flotanol G 2.0 、石灰。

2号选矿厂日处理能力 1250 t ,流程为两段磨矿浮选流程,基本与1号选矿厂相似,所用设备亦同。但不是泥砂分选,浮选指标比1号选矿厂低。原矿含 Cu 0.77% 、Au 1.96 g/t ,浮选精矿产率 5.5% ,精矿含 Cu 12.6% 、Au 22.6 g/t ,铜回收率 90.8% 、金回收率 60.4% 。2号选矿厂除选别铜矿石外,还有一闪速熔炼渣处理车间,经三段破碎、两段磨矿(细度 $90\% -53\text{ }\mu\text{m}$)后浮选,可获得含 Cu 15% 的精矿,所用浮选药剂为 Z-200, pH 值为 $6.5\sim 6.8$ 。

22.2.4.17 巴基斯坦山达克铜金矿

巴基斯坦山达克(Saindak)铜金采选冶联合企业,位于巴基斯坦西部卑路支省,北距阿富汗约 38 km ,西至伊朗 16 km 。地处戈壁,气候干旱,平均年降雨量仅 24.41 mm ,年蒸发量 5944 mm 。该矿1995年9月建成投产,采选规模 12500 t/d ,冶炼厂产粗铜锭 20490 t/a ,粗铜锭含金 1146 kg/a ,含银 1100 kg/a 。副产硫精矿 80000 t/a 和铁精矿 62000 t/a 。

山达克铜金矿属斑岩型铜矿床,分南、北、东三个矿体,目前开采的南矿体,赋存在石英闪长斑岩和粉砂岩之中,边界品位按 $0.25\% \text{ Cu}$ 计算,矿石储量 9603 万吨。开采矿石铜品位 0.413% ,金品位 441 g/t ,露天开采平均剥采比 1.91 t/t 。主要生产设备来自中国,4台YZ-35型牙轮钻机,孔径 250 mm ;4台WK-10B型电铲,斗容 $10、12\text{ m}^3$;32台LN392型自卸汽车,载重 68 t 。生产规模 425 万吨/a,稳产 16 年,服务年限 19 年。

矿体局部出露地表,除地表和浅部有少量氧化矿外均为硫化矿,主要金属矿物为黄铜矿、黄铁矿、磁铁矿,其次为金红石、斑铜矿、辉钼矿、铜蓝、赤铁矿。黄铜矿主要呈浸染状或细脉浸染状,粒度为 $0.03\sim 0.5\text{ mm}$,主要嵌布在脉石边缘,黄铜矿与黄铁矿共生现象较少。磁铁矿绝大部分独自嵌布于脉石中,很少与其他金属矿物共生,粒度较粗,但磁铁矿中的铁仅占原矿中总铁的 25% 。总硫中硫酸盐含硫占 52% 。自然金在矿石中的赋存状态尚待进一步查清。矿石性质表明矿石粗磨后浮选可得铜硫混合精矿,再磨一分离浮选出铜精矿、硫

精矿,因有效硫含量低,硫的回收率不会高;用弱磁选可获得铁精矿,但磁铁矿中的铁仅占原矿中总铁的 25%,铁的回收率也不会很高。

原矿多元素分析见表 22-31。

表 22-31 原矿金元素分析

元 素	Cu	S	Fe	Mo	SiO ₂	Al ₂ O ₃	CaO
w/%	0.415	2.57	4.63	0.004	58.9	13.52	4.66
元 素	K	Na	Au	Ag	Pb	Zn	MgO
w/%	0.6	1.06	0.528 g/t	2.2 g/t	0.006	0.009	2.82

国内外几个研究所对山达克矿样进行过研究,各单位的试验结果基本一致。磨矿细度 62% ~ 65% -0.074 mm, 浮选采用混合—分离浮选流程, 产出铜精矿和硫精矿, 浮选尾矿磁选产出铁精矿。设计工艺流程和指标见图 22-32。投产一次成功, 生产稳定, 指标达到设计要求。

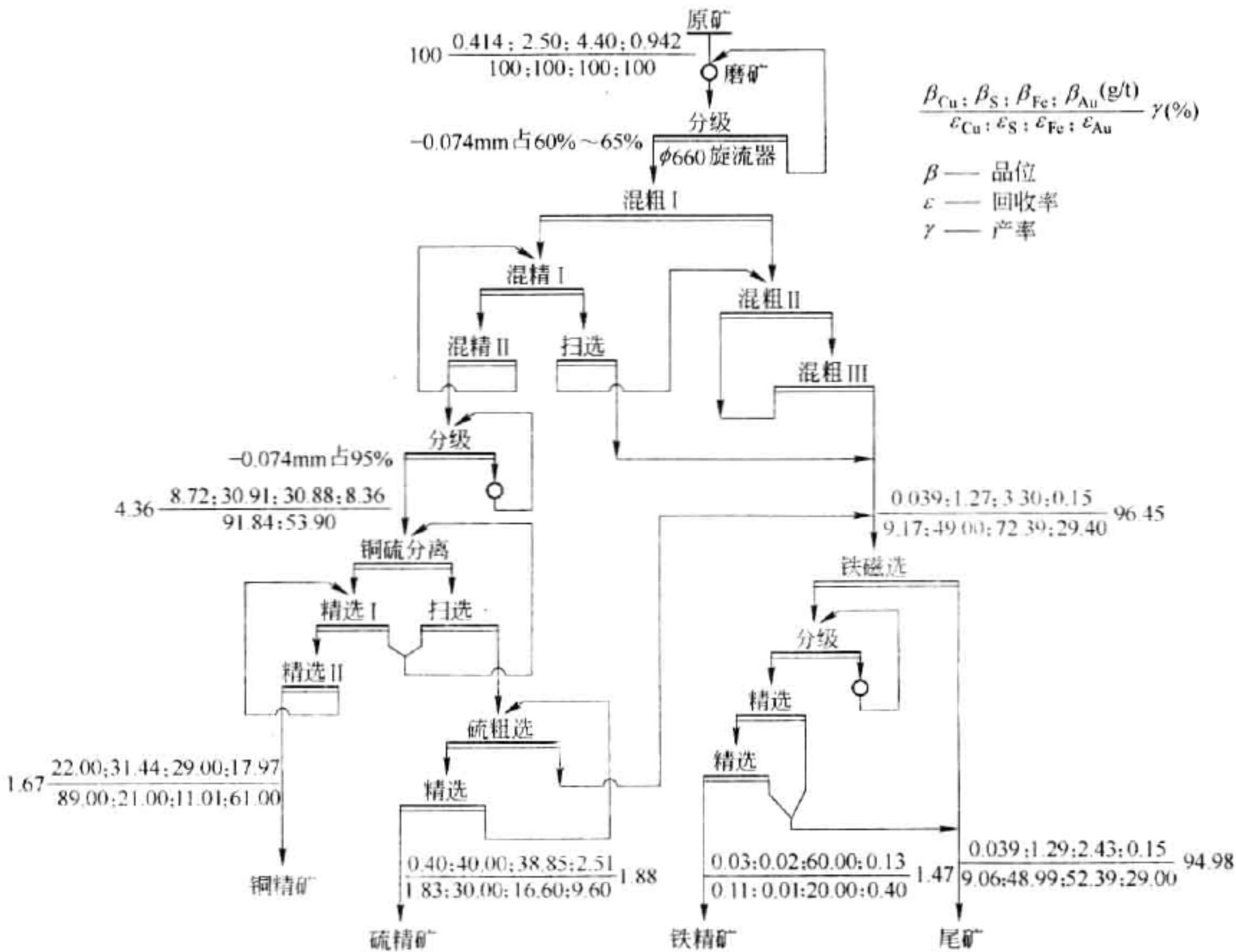


图 22-32 山达克铜金矿选矿工艺流程和设计指标

矿石中的铜、硫矿物与脉石主要呈中等嵌布粒度,磨到 -0.074 mm 占 65% 时,绝大部分硫化物与脉石解离,混合浮选粗精矿再磨分选得铜精矿和硫精矿。由于易浮脉石较多,粗精矿经两次精选减少再磨矿量,改善铜、硫分选效果。铜、硫分选采用氰化物抑制黄铁矿有效,但要严格控制用量,否则铜回收率明显下降。金分布见表 22-32。

表 22-32 设计指标

产 品	产率/%	品 位			回收率/%		
		Cu/%	S/%	Au/g · t ⁻¹	Cu	S	Au
铜精矿	1.67	22	31.44	17.97	89.0	21	61
硫精矿	1.88	0.4	40	2.51	1.83	30	9.6
铁精矿	1.47	0.03	0.02	0.13	0.11	0.01	0.4
尾 矿	94.98	0.099	1.29	0.15	9.06	48.99	29
原 矿	100	0.414	2.5	0.492	100	100	100

采场来矿粒度小于 1000 mm,自卸载重汽车直接卸入 1 台 1200/160 液压旋回破碎机,过大矿块用碎石机破碎,粗碎排矿(-250 mm)用皮带运输机送到露天矿堆,中碎采用 1 台、细碎采用两台 7'超重型圆锥破碎机,中碎前加预先筛分,细碎闭路筛分,最终产品粒度 80% 为 -9 mm(前期)及 80% 为 -7 mm(后期)。生产初期入选矿石的磨矿功指数 13.7 kW · h/t。一段磨矿采用 3 台 5.03m × 6.4 m 球磨机与 660 mm 水力旋流器组成闭路磨矿,产品细度 60% ~ 65% -0.074 mm。混合浮选采用 12 台 BSK-39 浮选机,有效容积 38 m³,精选和分选都选用 8 m³ 浮选机,共 42 台。硫化物粗精矿再磨采用 2.7 m × 4.0 m 球磨机 1 台,磨矿细度 90% -0.074 mm,经分离浮选得出含金铜精矿和硫精选;分离浮选和混合浮选尾矿合并经磁选得铁粗精矿,粗铁精矿再磨采用 2.1 m × 3.0 m 球磨机 1 台,磨到 90% -0.074 mm,经 2 次精选得含 Fe 60% 的最终铁精矿。磁铁作业粗选和精选分别采用 8 台 1050 × 2400 和 2 台 750 × 1800 半逆流磁选机。磁选精矿经磁力脱水槽后过滤。为满足冶炼工艺要求铜精矿含水 8%,过滤采用自动压滤机 2 台,每台有效面积 25.2 m²。硫精矿过滤采用 40 m² 折带真空过滤机 2 台,每台有效面积 25.2 m²。硫精矿过滤采用 40 m² 折带真空过滤机 2 台,铁精矿过滤选 20 m² 内滤式真空过滤机 2 台,各有 1 台备用。企业地处干旱丘陵戈壁地区,用水取自 39 km 以外的地下深处,选矿厂尾矿每天带出 33272 m³ 的水,如果直接送往尾矿库,由于蒸发和渗漏将造成水的大量损失,故确定在厂区将尾矿浓缩,回收一部分澄清水返回选厂使用。根据尾矿沉降、浓缩试验和回水对选矿作业影响的试验的结果,决定合适的高效浓密机面积和高分子絮凝剂的种类与用量。选用 1 台直径 27.4 m 高效浓密机回水 18000 ~ 21000 m³/d。含金的铜精矿进入冶炼厂。冶炼工艺流程是反射炉熔炼、P-S 型转炉吹炼、粗铜铸锭。粗铜锭含铜 98.50%,铜的冶炼回收率 97.5%,金的冶炼回收率 97.5%,银的冶炼回收率 96.9%。金将在粗铜电解的阳极泥中得到高度富集与进一步回收,目前本企业尚无电解作业,粗铜锭含金作价出售。为了提高综合回收金的效果,首先需要进一步研究金在矿石中赋存状态。

22.2.5 国外伴生贵金属矿山生产实例

22.2.5.1 巴布亚新几内亚的布干维尔铜矿(Bougainville Copper Ltd.)

巴布亚新几内亚的布干维尔铜矿是大型斑岩铜矿,属于布干维尔铜公司(Bougainville Copper Ltd.)。布干维尔铜公司简称 BCL,隶属于澳大利亚 CRA 联合有限公司,巴布亚新几内亚政府以及私人股份公司。BCL 位于巴布亚新几内亚所罗门(Solomon)群岛北部的布干维尔岛上,矿体在海拔 670 m 以上,处于全年气候变化较少的热带气候,该地区年平均降雨

量 4599 mm。BCL 矿床为浸染型斑岩铜矿床,主要金属为铜、可综合回收矿石中的金、银(均富集在铜精矿中)和钼(单独回收)。主要金属矿物为黄铜矿、含金斑铜矿、银辉铜矿、辉钼矿和少量铅锌矿物及金、银。矿化安山岩中含黄铜矿多,石英闪长岩中含斑铜矿多,金银赋存在斑铜矿中,游离金银少见,黄铁矿和磁铁矿沿矿脉或以伴生形式产出,各矿脉中发现有少量与铜矿物共生的辉钼矿。原生矿石被次生和氧化矿石覆盖,矿体氧化带的平均厚度为 30 m,最厚达 87 m,含铜品位与下部硫化矿相近,矿石平均金属品位: Cu 0.48%、Au 0.56 g/t、Ag 2.14 g/t、Mo 0.012%、S 1%,矿石储量约 9 亿吨。矿体上部含铜较下部高,铜矿物呈细粒不均匀嵌布。矿石的主要类型有:

(1) 潘古纳安山岩为主要的岩石类型,占开采矿石量的 70%~90%、长石为主要脉石。

(2) 黑云母花岗闪长岩浸入安山岩,不同程度的高岭土化,主要脉石矿物为钾长石和石英,占开采量的 10%~30%。

(3) 黑云母闪长岩浸入安山岩,呈细颗粒。

(4) 浅色石英闪长岩浸入安山岩,不同程度高岭土化,长石为主要脉石。

选矿采用三段闭路破碎、阶段磨矿、多次精选流程。

粗碎站设在采场,设备为 2 台 1370×1880 A-C 型圆锥破碎机(可根据需要并联或单独使用),破碎机前有 2 台固定格筛,粗碎设计能力为 8060 t/h,小于 150 mm 的产品由 3 台带式输送机送入粗矿仓(有效容积 45000 t)。有两个平行独立的中、细碎系统,每系列包括 8 台 $\phi 2130$ Symons 中型圆锥破碎机和与之配套的 8 台 2400×6100 双层振动筛,16 台 $\phi 2130$ 短头圆锥破碎机和 16 台 2440×6400 单层振动筛与之闭路。第二、三段筛分粒度小于 12 mm,中碎产品给入一中间缓冲仓以保证破碎机的给矿均匀和破碎机利用率最大,破碎筛分的最终产品给入一个有效容积为 60000 t 的粉矿仓,为了扩大产量并提供更细的磨矿给料,公司于 1985 年安装了 1 台 750 kW Rexnord 标准型超细碎圆锥破碎机。整个破碎车间产量由 1973 年的日产 8 万吨提高到 1984 年的日产 13.5 万吨。随后,公司又增加了 2 台二段破碎机和 4 台三段破碎机以及 10 台三段筛分机,最终将破碎产品粒度由 9 mm 降至 6 mm。

选矿厂采用阶段磨矿和多次精选工艺。第一段磨矿用 12 台溢流型球磨机,其中 9 台规格为 $\phi 5500 \times 6400$,3 台为 $\phi 6500 \times 7300$,每台球磨机配一组 $5 \times \phi 760$ mm 的水力旋流器,各旋流器溢流合并后,给入粗、扫选。粗、扫选共有 3 个系列,其中有 3 个系列分别为 3 组、每组 18 台 17 m^3 丹佛型浮选槽,第三系列为 3 组、每组 9 台 38 m^3 奥托昆普型浮选槽。粗精矿再磨部分分为 3 个系列,每系列由 1 台 $\phi 3000 \times 6100$ A-C 型球磨机与此 2 台 $\phi 760$ 旋流器组成闭路,再磨后的溢流进入精选,一次精选有 4 组浮选槽,每组有 13 台丹佛型 2.8 m^3 浮选槽,二次精选 2 组 2.8 m^3 浮选槽,三次精选为 1 台 14 m^3 达夫克 480 型浮选槽,精选尾矿与再磨扫选精矿合并进入精扫选,精扫选由 2 组、每组 13 台 2.8 m^3 和 2 组、每组 13 台 5.7 m^3 丹佛型浮选槽组成。精扫选产出的精矿返回精选作业,尾矿作为最终尾矿排出。采用 1 台奥托昆普型 300 型在线分析仪对浮选流程操作进行自动控制。

浮选用药有: MIBC 18 g/t, 65 Aero 起泡剂 6 g/t, 戊基黄药 4 g/t, 异戊基黄药 7 g/t, 石灰 500 g/t。

自 1972 年选厂投产以来,选矿厂进行了多次改造,使设备处理能力和选矿厂自动化水平都有了较大提高。精矿浓缩和过滤不在选矿厂进行。浮选产生的最终铜精矿自流到

$\phi 9.15\text{ m}$ 、容量为 680 t 的 2 台搅拌式缓冲槽,再经 2 台竖式三级柱塞泵,将矿浆在 9000 kPa 压力下,以 29 L/min 的矿浆量经 $\phi 150$ 的地下管道输送至 27 km 距离,到达岛东岸的烙烙火 (Loloho) 海湾进行过滤和干燥。过滤用 8 台 $\phi 3100$ 圆盘真空过滤机,2 台 $\phi 2750\text{ mm} \times 12\text{ m}$ 的滚筒燃油烘干机干燥,最终铜精矿含水 8.9%,运送至室内储存能力为 45000 t 的精矿仓,等待装船外运。

选矿厂的主要技术指标:原矿金属品位 Cu 0.46%, Au 0.56 g/t, Ag 1.44 g/t, 精矿金属品位 Cu 28%, Au 27 g/t, Ag 704 g/t, 回收率分别为 91%、72%、70%。磨矿细度为 95% ~ 100% -0.074 μm , 钢球消耗为 300 ~ 314 g/t, 动力消耗总计 11.75 kW · h/t, 每吨精矿的生产成本为 2.93 美元。铜精矿主要销往日本、德国和西班牙。

22.2.5.2 宾厄姆-坎宁 (Bingham Canyon) 铜矿

该铜矿位于美国犹他州,距盐湖城 40 km,由肯奈科铜分公司经营。该矿发现于 1863 年,1906 年投产。当初主要开采铅和银,后来开采金。到 20 世纪 80 年代,开始开采大型低品位铜矿床,露天开采。该矿除生产铜外还生产金、银、钼副产品。犹他铜公司成立于 1903 年,Asarco 公司加菲尔德冶炼厂与矿山一起投产,1950 年犹他铜公司加菲尔德冶炼厂投产,生产阴极铜、金锭和银锭。1959 年肯奈科特铜公司买下了 Asarco 公司的加菲尔德冶炼厂股份,1977 年投产 3 亿美元增建了诺兰达冶炼厂。1980 年世界铜市场萧条,该矿于 1985 年中期停产改建。1986 ~ 1988 年,英国石油公司投资 4 亿美元对该矿进行现代化改建,自此肯奈科犹他铜公司成为 BP 美国矿物公司的子公司。据 1996 年报道,矿山年生产能力超过 300 万吨,回收的主要金属为铜、银、金和钼。

该矿床属浸染状斑岩铜矿床,为世界上最大的铜矿体之一,矿化在花岗岩之中,呈复合形沉积,矿体属浸染状类型。矿石中主要铜矿物为黄铜矿、斑铜矿、辉钼矿,还含少量蓝辉铜矿和铜蓝。铜矿物呈颗粒状浸染在花岗岩和沉积岩中,50% 铜和 10% 钼为浸染颗粒,其余金属矿物以细脉填充产出,斑铜矿在铜矿带被黄铜矿包围着,金和银与斑铜矿共生。

肯奈科铜公司的犹他铜分公司创建于 1903 年,最初伯顿选矿厂日处理矿石能力 300 t,以后扩建到日处理 1000 t。开始用重选法,到 1926 年用浮选法取代了重选。1908 年马格纳重选厂投产,日处理矿石 6000 t。1909 年建成阿瑟重选厂,日处理能力 3000 t。1918 ~ 1922 年马格纳和阿瑟两家选厂选别工艺都由重选法改为浮选。20 世纪 60 年代,选矿厂又进行了扩建。1966 年,又建成波尼维尔选矿厂,日处理能力 27000 t,只有破碎和磨矿车间,无浮选作业。磨矿分级产品用混凝土管道输送到阿瑟和马格纳铜浮选厂。1988 年新建一座处理能力 7 万吨/d 科伯顿选厂。科伯顿选厂包括 3 个磨矿系统,每一系统设有 1 台 $\phi 1.4\text{ m} \times 4.6\text{ m}$ 半自磨机,球磨机与旋流器成闭路作业,矿浆从磨矿系统经 $\phi 1.2\text{ m}$ 混凝土管道进入浮选作业。浮选系统装有 33 台 85 m^3 浮选槽,总计不到 100 台。选矿厂入选矿石品位: Cu 0.69%, Mo 0.03%。铜精矿含 Cu 30%,铜回收率 90%;含 MoS_2 90%,钼回收率 56%。年产铜金属 32 万吨,钼 6500 t。

博尼维尔选矿厂:博尼维尔选矿厂位于大盐湖湖畔,处理能力 27000 t/d,后来达到 32000 ~ 36000 t/d 处理能力。该厂仅有破碎磨矿部分,没有浮选厂。磨矿产品经溜槽至阿瑟和马格纳选矿厂处理,该厂包括粗碎、中碎、细碎车间、磨矿车间等。矿石经一段旋回破碎机粗碎,标准型圆锥破碎机中碎和短头圆锥破碎机细碎。并配有振动筛成闭路作业,细碎产品 80% - 19 mm,然后进入磨矿系统。共有 4 个磨矿系列,每一系列包括两段磨矿,一段棒磨

和二段球磨,并配有旋流器成闭路作业。

马格纳铜浮选厂:1906年以科伯顿试验场作为设计依据,开始建设马格纳选矿厂,由12个500 t/d系列组成,选矿厂总处理能力6000 t/d,于1908年底投产。在马格纳选矿厂磨矿产品集中于一条管道,分送到2台道尔(Dorr)浓缩机,浓缩机沉砂送到铜浮选厂给矿分配系统,来自博尼维尔选厂磨矿产品直接进入矿浆分配系统。选厂共有56排浮选机,每排10槽粗选,一槽精选,5槽扫选。铜粗选槽和精选槽为Fagegren阶梯型浮选机,扫选槽和搅拌槽为Fagegren槽式浮选机。铜浮选精矿送钼车间处理。精选尾矿返回粗选、扫选精矿送至6排精选槽,每排3槽,一次精选,所得精矿送钼车间处理。给矿矿浆pH值(用石灰调整)8.7~9.2。添加浮选药剂有二甲基二硫代硫酸钠(9.98 g/t)、Aero牌氰化物(9.98 g/t)、起泡剂(MIBC-甲苯酸)39.46 g/t、燃料油(6.8 g/t)用于扫选。

阿瑟铜浮选厂:1909年7月在距马格纳选矿厂800 m处建成阿瑟选矿厂。处理能力3000 t/d。按照马格纳选矿厂流程进行改造。阿瑟选矿厂原料来自博尼维尔选厂,磨矿产品从博尼维尔选矿厂经流槽自流输送到2台道尔浓缩机,浓缩机沉砂用泵输送到矿分配系统,送入浮选系统。共有45排Fagegren槽式浮选机,每排16槽。每排8槽产出铜粗精矿,后7槽产出扫选精矿。粗精矿精选后为总铜精矿,用泵送入选钼车间处理,扫选精矿经精选后也送往选钼车间。

冶炼厂年生产能力25.4万吨粗铜,精炼厂年生产能力约20万吨精铜。铜精矿进冶炼厂过滤车间处理后加热至熔融态,脱除Fe和S,纯度Cu99.6%熔融铜浇注成阳极铜。阳极铜再经电解精炼,纯度达Cu99.9%。阳极铜送往工业用户制造铜板、铜丝等产品。还产出金、银、钼副产品。年产金9.3 t(30万盎司)、银62.2 t(200万盎司)、钼544.2 t(1200万磅)。年产精铜20万吨。

22.2.5.3 贝尔(Bell)铜矿

贝尔铜矿位于加拿大不列颠哥伦比亚省(British Columbia)巴滨湖(Babine Lake)区,由诺兰达矿山有限公司(Noranda Mines Ltd.)经营。1972年建成露天矿投产。1980年完成扩建工程,使日生产矿石能力从1万吨增至1.7万吨。1979~1982年,共开采矿石1880万吨。1980年,选矿厂处理矿石552.5万吨,矿石平均品位Cu 0.4%、Au 0.31 g/t,产出精矿69345 t,其中含铜金属18400 t,金797.3 kg。1981年,处理矿石543万吨,生产铜21578 t,金572.3 kg。据1992年报道,年采选矿石量500万吨,回收的主要金属为铜、银和金。

贝尔铜矿1981年保有矿石可靠储量4274.3万吨,金属品位Cu 0.51%、Au 0.34 g/t。主要铜矿物有辉铜矿和黄铜矿,主要以细粒嵌布在石英脉中,也有浸染状产出。此外,尚有一定量的氧化铜和碳酸盐,还有一定量黄铁矿,既有单体形式也有与黄铜矿连生体。

选矿厂日处理矿石能力1万吨,1980年扩大到1.7万吨。矿石经三段破碎至小于19 mm后进磨矿作业。磨矿有2个平行系列,每系列包括两段磨矿:一段开路棒磨,二段闭路球磨,旋流器分级。磨矿细度60% -0.074 mm。浮选作业包括粗选、扫选、泥砂分选、粗精矿和中矿再磨(90% -0.043 mm),三次精选。浮选pH值为11.5。石灰和Z-200加入棒磨机、再磨机、旋流器给矿,浮选作业加入异丙基钠黄药做捕收剂,MIBC做起泡剂。最终精矿品位Cu 26%、Au 10.26 g/t,铜回收率97.5%,金回收率50%。精矿经浓缩、过滤和干燥,含水分7%,尾矿泵送到尾矿池后经旋流器分级,粗砂堆坝,尾矿水用浮船泵送返回选矿厂再用。

22.2.5.4 松峰(Matsumine)铜矿

松峰铜矿位于日本的秋田县大馆市(Odate),为花冈(Hanaoka)矿的三个分矿之一,由同和矿冶公司经营。1966年10月建成地下矿和选矿厂,生产能力为每日2000 t。矿石储量约1100万吨,平均品位Cu 1.17%、Pb 2.73%、Zn 9.52%、S 5.0%、BaSO₄ 13%、Au 0.82 g/t、Ag 97.51 g/t。地下开采,浮选法选别。该矿床属复杂硫化矿型层状矿床,矿床埋藏在地下200~400 m深,水平分布南北800 m,东西600 m的范围内,大部分为缓倾斜矿体,部分为有褶曲和膨缩的层状矿体。从上向下按铅锌矿—黏土质铅锌矿—黏土质金矿,铜矿—金铜矿的层次分布,称为黑矿和硅矿。矿床上盘为泥质岩或凝灰岩,下盘为石膏硅质凝灰岩—白色流纹岩,较坚硬。矿石中主要矿物有黄铜矿、闪锌矿、黄铁矿、重晶石、方铅矿、斑铜矿、黝铜矿、辉铜矿、砷硫银矿、辉银矿等。黄铁矿为主要矿物,约占40%。脉石矿物有石英、石膏和黏土矿物。原矿品位: Au 0.78 g/t、Ag 97.0 g/t、Cu 1.69%、Pb 2.33%、Zn 8.26%、S 10.84%、BaSO₄ 9.71%。矿石储量约1100万吨。

选矿厂原为堂屋敷选矿厂,1943年投产,主要处理堂屋敷矿石,矿石采完后,于1966年10月开始处理松峰矿床矿石,采用强碱性、部分混合浮选,后由于原矿中硫化铁品位下降,锌品位上升,于1972年开始采用二氧化硫、石灰方法进行铜、铅、锌、黄铁矿、重晶石部分混合优先浮选流程。从1983年4月开始处理部分深泽矿石,1985年9月开始处理深泽和饵钓两矿山的黑矿石,现混合处理松峰矿石12000 t/月、深泽矿石21000 t/月、饵钓矿石9000 t/月,总计月处理矿量42000 t。松峰矿石为黄质矿,深泽和饵钓矿石多为黑矿,较难选别。原矿石(小于100 mm)先经圆筒擦洗机($\phi 2.4\text{ m} \times 5.49\text{ m}$)洗矿筛分后,小于3 mm级别用旋流器分级后,矿泥单独浮选,所得洗矿的块矿用圆锥破碎机和筛子闭路破碎至小于18 mm与洗矿的分级机沉砂合并进入磨矿作业。磨矿为棒磨、球磨闭路磨矿,粒度为75% -0.074 mm,在亚硫酸介质中进行铜铅混合浮选,随后再进行锌、黄铁矿、重晶石的直接优先浮选。铜铅混合浮选粗精矿经再磨后进行3次精选,分离用加温浮选法;锌浮选在pH值为8.0进行粗选,再磨后3次精选;黄铁矿浮选在pH值为4.0下进行,重晶石浮选将选黄铁矿尾矿分成粗、细粒,然后分别进行浮选。洗矿后的矿泥单独粗选后并入铜铅混合浮选部分,粗选尾矿即最终尾矿。选矿指标为:原矿金属品位 Au 0.78 g/t、Ag 97.0 g/t、Cu 1.69%、Pb 2.33%、Zn 8.26%、S 10.84%、BaSO₄ 9.71%;铜精矿含 Au 2.22 g/t、Ag 306.9 g/t、Cu 23.00%,铜回收率72.00%;铅精矿金属品位 Au 7.10 g/t、Ag 1 092.5 g/t、Pb 55.0%,铅回收率65.00%;锌精矿金属品位 Au 1.41 g/t、Ag 230.5 g/t、Zn 55.0%,锌回收率92.50%;黄铁矿精矿 S 品位49%,硫回收率70%;重晶石精矿含 BaSO₄ 96.03%,回收率50.00%。金在铜、铅、锌精矿中的总回收率为65.0%,银为84.0%。各个精矿分别浓缩过滤后送往冶炼厂,尾矿分级后,粗粒作为采矿坑下充填料,细粒经沉淀后泵送至能代市尾矿坝。

22.2.5.5 饵钓(Ezuri)铜矿

饵钓铜矿位于日本的秋田县大管城东南约4 km,为花岗矿的三个分矿之一,由同和矿业公司经营。该矿为矿业公司新近建设的一个现代化的地下矿山,矿区1979年10月建成投产。矿床为高银似层状黑矿床,矿石储量300万吨以上,平均含 Au 1.2 g/t、Ag 120 g/t、Cu 0.89%、Pb 3.2%、Zn 10.1%。基建投资为1500万美元,设计年产矿石量为12万吨。

饵钓铜矿为含黑矿、黄矿和石膏的复杂硫化矿型层状矿床,称为高银似层状黑矿床。地质构造复杂,矿化带南北方向延长约1500 m,东西方向扩展约500 m,中间由于石英安

山岩侵入体将含矿带分割为南北两部分,矿体埋藏深度 300 m。顶板为不稳固的凝灰角砾岩,底盘为稳固的石英安山岩,矿体平均厚度 6 m,长 500 m,宽 300 m。矿块中主要金属矿物有闪锌矿、黄铁矿、重晶石、方铅矿、黄铜矿、斑铜矿、黝铜矿、辉铜矿、辉银矿等。脉石矿物有石英、石膏和黏土矿物。银矿物有银黝铜矿、硫铜银矿、砷硫银矿、辉银矿和银金矿等。

矿石经坑下破碎至小于 100 mm 后送往花冈矿的松峰选矿厂(原堂屋敷选矿厂)处理,月处理钼钨矿石 9000 t,选矿厂情况参见松峰矿。给入选矿厂的原矿品位: Au 2.25 g/t、Ag 190.07 g/t、Cu 1.89%、Pb 3.6%、Zn 10.42%、Fe 6.52%、S 14.2%、BaSO₄ 29.30%。

22.2.5.6 埃兹伯格(Ertsberg)铜矿

埃兹伯格铜矿位于印度尼西亚的伊里安查亚努古农比吉(Gunung Bijih)的滕巴加普拉(Tembagapura)镇(当地称铜镇),隶属美国自由港矿产公司印尼子公司(Freeport Indonesia Incorporation),公司下属有露天矿、地下矿和选矿厂。露天矿又名古农比吉(简称 GB)矿,地下矿又名东古农比吉(GBT)矿,埃兹伯格铜矿又称为古农比基铜矿。1936 年发现该矿,1970 年开始建设,1972 年投产,几经扩建年采选能力已达 400 万吨以上,日采选能力约 13000 t。铜矿于 1970 年 1 月开始建设,先投资 1400 万美元建设露天矿、选矿厂及矿山基础设施,设计能力为日采选 6000 t 矿石,1972 年 12 月生产出首批精矿运往国外。1973~1975 年又投资 5600 万美元,扩建矿山运输系统;1976~1978 年投资 1700 万美元建尾矿再选厂、扩建动力厂;1979~1981 年投资 9000 万美元扩建东矿地下采场;1982~1984 年投资 5300 万美元扩建选矿厂和改进生产环节,使原设计的采选能力翻番,达日采选量 13000 t。1984 年扩建完成后,生产水平一直维持至今。矿床为矽卡岩型和角砾岩矽卡岩型接触交代铜矿床,矿石总储量约 8000 万吨,原矿含 Cu 2.4%~3.1%、Au 0.6~0.75 g/t、Ag 8~9 g/t。先为露天开采后逐渐转为地下开采,露天开采为多台阶、汽车运输法;地下开采用平硐开拓,矿块崩落法回采,电耙出矿,铁路运输。选矿厂设在滕巴加普拉镇(在矿山附近),选矿采用粗精矿再磨浮选流程,选矿指标为铜精矿含 Cu 45%、回收率 94%~95%,金、银综合回收在铜精矿中,最终铜精矿经过 110 km 的管道输送至阿玛玛帕雷(Amamapare)港,在此经过脱水干燥后,装船外运至日本和原德意志联邦共和国的冶炼厂。选矿厂年处理原矿 400 万吨,年产铜精矿 22.4 万吨,含金属铜 8.5 万吨,金 1922 kg、银 28995 kg。

采用三段闭路破碎、一段磨矿、浮选、粗精矿再磨精选的选矿工艺流程。原矿经三段闭路破碎,将矿石碎至小于 12.5 mm 粗碎在采场进行,由 150 mm 筛孔的格筛与 2 台 A-C55 型液压破碎机将矿石破碎至 150 mm 送入粗矿堆场(容量 20 万吨),再用盘式给矿机和皮带运输机,经三条架空索道系统将矿石运至选矿厂贮矿仓。粗碎矿石先经 2 台双层洗矿筛洗矿,筛分粒度 12.5 mm 筛下入 2 台双螺旋分级机,筛上由 1 台 $\phi 2200$ Symons 标准圆锥破碎机将矿石碎至小于 38 mm,再由 2 台同型尺寸的短头圆锥破碎机与 2 台 2440×6100 的双层振动筛闭路破碎,破碎产品粒度为小于 9.5 mm,送入 2 个粉矿仓(每个容量 2500 t)。磨矿有二系列,由二粉矿仓分别给矿,各为 1 台 $\phi 4730 \times 5180$ 球磨机和 8 台 $\phi 508$ 水力旋流器分级进行闭路磨矿,洗矿筛下经双螺旋分级机分级后的粗粒亦入磨矿机,最终磨矿粒度为 60%~0.074 mm,入粗浮选作业。用粗选 8 m³ 和 36 m³ 浮选槽,粗精矿用 1 台 $\phi 2750 \times 4880$ 磨机与 5 台 $\phi 254$ 水力旋流器分级再磨后,精选二次,精选用 8 m³ 浮选槽。粗选尾矿入尾矿再选车间,粗选尾矿经分级再磨至小于 0.074 mm(磨机为 1 台 $\phi 2750 \times 4880$ 球磨机),进行再

选,再选用 14 m^3 浮选槽,再选精矿又经 2 m^3 型精选槽精选,所得精矿返回原矿浮选作业的精选部分,再选尾矿为最终尾矿。铜精矿含 Cu 45%,先经 1 台 $\phi 380$ 水力旋流器分级以保证精矿浆进行管道输送,经浓缩和调整 pH 值后,由管道输送至阿玛玛帕雷 (Amamapare) 港口附近的脱水车间,输送距离 110 km。选矿用浮选药剂的种类有 Z14、Z200、MIBC、石灰。选矿指标为铜精矿含 Cu 45%、Au 8.5 g/t、Ag 129.4 g/t,铜回收率 95%,年产铜精矿 22 万吨以上。脱水车间有 3 台 $\phi 2.7\text{ m} \times 6\text{Eimco}$ 盘式过滤机,过滤后精矿含水分 15%,再由 1 台 $\phi 3.05\text{ m} \times 18.3\text{ m}$ 回转窑干燥至含水分 6%~8%,由皮带称重后,运至贮矿槽,再装船外销至日本和原西德的冶炼厂。

22.2.5.7 比加 (Biga) 铜矿

比加铜矿位于菲律宾宿务岛托莱多城 (Toledo),属阿特拉斯采矿和开发联合公司 (Atlas Consolidated Mining and Development Corp),矿床为斑岩铜矿床。矿石储量 7 亿吨,原矿含 Cu 0.38%,还含少量金银和磁铁矿。露天开采,选矿采用浮选—磁选工艺流程,日处理能力 28000 t (实际可达 32000 t),年产铜精矿 13.4 万吨,铜精矿品位 Cu 27%~29.5%、Au 6.22 g/t、Ag 37.32 g/t。年可获得铜金属 36180~39530 t,金 834 kg、银 5000 kg。采场 1962 年投产,选矿厂 1971 年投产,铜精矿销往日本。

选矿厂日处理能力 28000 t (实际可达 32000 t),所用流程为两段闭路破碎—磨矿—浮选—粗精矿再磨再选—精选。粗碎由固定棒条筛 (筛孔 150 mm) 和 $\phi 762\text{ mm}$ 圆锥旋回破碎机组成,矿石经带式运输机由采场粗碎站运至选矿厂粗矿仓,矿仓容量 28000 t。中碎由 6 台 Hewitt 双层振动筛 (2440×6100 、筛孔 9.5 mm) 和 3 台 $\phi 2200\text{ symons}$ 短头圆锥破碎机进行闭路破碎,破碎产品小于 9.5 mm,送入粉矿仓。磨矿由 4 台多米宁溢流型球磨机 ($\phi 4.88\text{ m} \times 5.79\text{ m}$) 与水力旋流器 (D20 Krebs, 1 台磨机配 8 台旋流器) 进行闭路磨矿,磨矿粒度 70% -0.15 mm、浓度 30%~33%;粗浮选由 16 个串联的阿基泰尔 No. 120 型浮选机组成,浮选时间 10~12 min,粗精矿含 Cu 8%~9%,浮选给矿品位含 Cu 0.395%~0.415%。粗选尾矿再选,粗尾经旋流器分级后,其溢流由 4 台 76.2 m 浓缩机浓缩,溢流回水再用,底流由管道入海。旋流器沉砂 75% +0.15 mm 用阿基泰尔型浮选机扫选,获含 Cu 1%~2% 的扫选精矿,与粗精矿合并入再磨,扫选尾矿与浓缩机底流作为最终尾矿入海。粗精矿再磨,2 台多米宁磨机 ($\phi 2740 \times 4570$) 与水力旋流器 (D10 Krebs) 闭路再磨粗精矿和扫选精矿 (含 Cu 5%~6%),磨矿粒度 95% -0.074 mm;粗精矿精选,由 2 组阿基泰尔 No. 120 型浮选机精选,精矿含 Cu 17%~20%,精尾含 Cu 0.5% 返回精选作业;铜硫分离精选,粗精选精矿加入石灰和氰化钠抑制黄铁矿,用 48 台阿基泰尔型浮选机精选,获得含 Cu 27%~29.5%、Au 6.22 g/t、Ag 37.32 g/t 的最终铜精矿铜回收率 78.6%。浮选药剂为石灰 500 g/t (pH 值为 8.2~8.5)、乙基钾黄药 5 g/t、起泡剂 (65 号黑药 20%,甲基异丁基甲醇 80%) 63 g/t、仲丁基黄药 11 g/t、氰化钠 4.5 g/t。

铜精矿脱水,用 $\phi 24.4\text{ m}$ 浓缩机、Eimco 鼓式真空过滤机,使水分降至 9%~10%,在桑吉的阿特拉斯公司的码头装船外运至日本的三菱金属公司。

原矿中含有一定量的磁铁矿,将浮选尾矿用 $\phi 914 \times 1830$ 双筒磁选机选别,获得粗精矿,再磨后精选,可得到含 Fe 65%~67% 的铁精矿,生产数月后,磁铁矿含量太低,回收价值太小。

22.2.5.8 迪宗(Dizon)铜矿

迪宗铜矿位于菲律宾吕宋岛西南,三描扎士省圣马塞利诺(San Marcelino)附近,在马尼拉西北约 160 km 处,离苏比克湾(Subic Bay)32 km。铜矿隶属本格特联合公司(Benguet Consolidated Inc.)。1979 年末投产,日生产能力 1.9~2.2 万吨矿石。露天开采,选矿厂名为卡林(Kaline),年产铜精矿含金属铜 27590 t、金 2574 kg、银 5225 kg,为世界上开采成本最低、劳动生产率最高的露天矿。铜精矿销往日本三菱公司,年供销量 10 万吨。

该铜矿属典型的斑岩铜矿床,矿体赋存在石英脉中,被蚀变的火山凝灰岩、安山岩、英安岩浸染形成网脉状结构,石英闪长岩是成矿的主要因素。矿石中主要硫化矿物是黄铁矿、黄铜矿、斑铜矿、黝铜矿和少量辉铜矿、自然金、辉钼矿、磁铁矿和镜铁矿,偶见有方铅矿和闪锌矿,金主要与辉铜矿共生。原矿品位 Cu 0.45%~0.50%、Au 0.62~0.93 g/t、Ag 9.3~15.6 g/t。

选矿采用半自磨—泥砂分选、浮选工艺流程。原矿由 85 t 自卸式载重汽车直接卸入选矿厂的 3000 t 矿仓,矿仓上设棒条筛(筛孔为 457 mm),筛上由 2 台液压锤碎机破碎。半自磨机为多米宁 $\phi 8400 \times 4120$ 由 2 台 2 235 kW 电机驱动,磨机转速为 72.9% 临界转速,装入 $\phi 100$ 钢球,装球率 6%,磨机功指数为 9.4~11.1 kW·h/t。磨机排矿至固定棒条格筛(筛孔 12.5 mm),筛上返回半自磨机,筛下送至 7 台矿砂旋流器(D26Krebs)分级;泥砂分选、经再磨工序,旋流器溢流直接给入 14 台 Wemco 164 型矿泥粗选浮选槽,矿浆浓度 17%。旋流器沉砂自流入 $\phi 5030 \times 8530$ 溢流型球磨机,磨机装 $\phi 65$ 钢球。充填率 38%~40%,再磨机排矿由 8 台矿砂旋流器分级,溢流粒度 15%~20% +0.208 mm,溢流入 14 台 Wemco No. 164 型粗选浮选槽,浓度为 35%;旋流器沉砂返回再磨机;粗精矿再磨浮选,矿砂粗浮选精矿由 5 台 D15 旋流器和 $\phi 3050 \times 5500$ 球磨机再磨,旋流器溢流粒度 80%~85% -0.043 mm,入 10 台 Wemco No. 144 型矿砂精选浮选槽(容积 28 m³),矿浆浓度 35%。矿泥和矿砂系统的精选精矿分别经过 3 次精选,精选浮选机均为 14 m³ 的精选槽,最终获得金属品位 Cu 20%~25%、Au 15.66~27.99 g/t、Ag 31.1~71.5 g/t 的铜精矿。浮选药剂为石灰 6.6 kg/t(保持 pH 值为 11.0)、异丙基钠黄药 30~50 g/t、戊基钾黄药 40~70 g/t、混合起泡剂 Dowfroth 400-AF77A 50~100 g/t。

精矿脱水。矿泥和矿砂的第三次精选铜精矿,经管道输送至山旁的过滤烘干车间,用 1 台 $\phi 27$ m 精矿浓缩机,2 台 $\phi 3.05 \text{ m} \times 3.66 \text{ m}$ Dorr-Oliver 型皮带排矿圆筒过滤机和 1 台燃油圆筒式干燥机($\phi 1.8 \text{ m} \times 10.8 \text{ m}$)干燥后获得含水分 10%(雨季)或 8%(旱季)的最终铜精矿。尾矿送入选厂西北向的尾矿坝,尾矿水返回使用。

干燥后的铜精矿用卡车运送 24 km 至本格特公司的精矿库,然后用船运至苏比克湾北岸的卸货码头,销往日本(85%)和我国的台湾地区(15%)。

选矿厂生产过程全部自动化控制,有中央控制室操纵,设有仪表控制盘和在线过程控制计算机。选矿厂生产报表、计划,试验评价和矿山工程等也由计算机完成。矿山总费用达 1.06 亿美元:其中采矿 2000 万美元,选矿厂和尾矿坝 4000 万美元,预生产 600 万美元。总生产费用中材料费占 63%、动力费 15%、工资 12%、服务费 10%。采矿和选矿均连续生产,三班工作制,每班 8 h。

22.2.5.9 马尔科珀(Marcopper)铜矿

马尔科珀铜矿位于菲律宾马林杜克岛的波克(Boac)芒特塔皮安(Mt. Tapain),距马尼

拉南约 176 km。露天开采,采场 1969 年 10 月投产,选矿厂 1970 年投产,设计年生产能力 500 万吨,原矿品位含 Cu 0.79%,年生产铜精矿含铜 3.17 万吨、金 1217 kg、银 5263 kg。铜精矿品位 Cu 25% 以上,铜回收率 83.4% (硫化铜回收率 88.5% ~ 87.7%) 全部精矿销往日本。该矿还有一堆浸厂,日处理能力 14 t。

该矿床为斑岩铜矿床,大部分矿化存在于网状矿脉、断层与热液蚀变的角闪石闪长岩和变质沉积岩中,在强烈蚀变区出现一些硫化物浸染矿石,70% 成矿在闪长岩中。矿带周围有绿泥石、绿帘石、绢云母、钾长石、次生黑云母等,具硅化蚀变特性。矿石中主要硫化矿物有黄铜矿、黄铁矿及少量磁铁矿、斑铜矿、辉钼矿、氧化铜矿物有孔雀石、蓝铜矿、硅孔雀石、自然铜、赤铜矿、硫碲铋矿和胆矾等。矿石可分为 4 种:1) 含 Cu 大于 0.40%,硫化铜量超过 50% 的原生硫化矿石(根据蚀变情况又分为原生硫化矿,蚀变硫化矿和混合矿)。2) 氧化矿石,含 Cu 大于 0.20%,硫化铜量小于 50%。3) 含泥矿石,类似氧化矿,矿石已高岭土化。4) 低品位矿石,含 Cu 0.15% ~ 0.4%,硫化铜量大于 50%。废石以含 Cu 小于 0.15% 为界。矿床证实储量 2.4 亿吨,其中,高品位矿石 8568 万吨,含 Cu 0.752%;氧化矿石 472 万吨,含 Cu 0.89%,低品位矿石 6351 万吨,含 Cu 0.28%。

选矿采用三段闭路破碎、二段磨矿、粗精矿再磨后精选工艺流程,获得含 Cu 25% 以上,回收率 87.7% 的铜精矿。粗碎为 1 台 AC 型旋回圆锥破碎机($\phi 1067 \times 1651$),粗碎矿石先经筛孔为 178 mm 的格筛,筛上产品入粗碎机,粗碎后矿石运入 15000 t 矿仓。中细碎为 2 台 AC-XH 型 2438×4877 双层振动筛(298 kW),筛上产品由 2 台 $\phi 2200$ Symons 标准型圆锥破碎机(261 kW)破碎,再经 2 台 AC-SH 型 2438×4877 双层振动筛(29.8 kW)筛分,筛上产品由 2 台 $\phi 2200$ Symons 261 kW 短头圆锥破碎机破碎,产品返回振动筛闭路,两次筛分筛下产品入粉矿仓(有效容量 12000 t),细碎粒度小于 19 mm;磨矿有两独立系列,每系列为 1 台 AC 型 $\phi 4110 \times 6400$ 棒磨机(1341 kW)、1 台同尺寸球磨机(1862.5 kW)和 4 台 $\phi 760$ Dorr-3 型水力旋流器组成闭路磨矿,最终磨矿粒度为 74% - 0.15 mm,棒磨机装 $\phi 100$ 棒,球磨机装 $\phi 50$ 球,各磨机转速分别为临界转速的 65% 和 78%,棒耗 386 ~ 543 g/t、球耗为 544 ~ 586 g/t,磨机作业率 91.8% ~ 93.9%,动力消耗 7.72 ~ 9.51 kW · h/t;浮选为二独立系列,粗扫选有 16 台 Denver. No. 400H 型浮选机,选出的粗精矿含 Cu 8% ~ 10%,入再磨系统,扫选精矿返回粗选。粗精矿再磨,用 AC 型 $\phi 2900 \times 4270$ 再磨机 1 台,与 6 台 Dorr $\phi 305$ 旋流器闭路,再磨细度为 80% - 0.074 mm。精选共两次,一精选为 16 台 Denver 220V 型 (5.6 m^3) 浮选机,二精选用 8 台 Denver. No. 30 (2.8 m^3) 浮选机,中矿顺序返回,最终铜精矿含 Cu 25% 以上,并富集了金银。浮选药剂为戊基钾黄药 45 g/t、Z-20023 g/t、硫化钠 136 ~ 908 g/t、混合起泡剂按 MIBC 与其他起泡剂按 1:1:1 混合,粗选用硫化钠控制 pH 值达 9.0,精选用石灰控制 pH 值至 11.5。选矿指标,原矿中硫化铜:氧化铜为 10:1,铜精矿含 Cu 25% ~ 25.5%,铜总回收率 83.4%,其中硫化铜回收率 88.5% ~ 87.7%,氧化铜回收率 34.2% ~ 38.3%。精矿含水分 9.55% ~ 9.26%。

铜精矿脱水:先经 $\phi 305$ mm 水力旋流器浓缩,溢流入 Dorr-Oliver $\phi 21$ m 浓缩机,旋流器沉砂与浓缩机底流同入精矿贮矿槽,进入盘式过滤机(Peterson 型 $\phi 2692 \times 3$),滤饼用回转式干燥窑($\phi 1676 \times 12192$)干燥至含水分小于 10%,送入精矿贮存仓(3000 t 容量),用卡车将最终铜精矿运至码头的精矿仓(15000 t 容量),经称重、取样后,装船外运日本。

选厂尾矿处理。尾矿用泵送至与选厂同标高的尾矿库,面积 70 公顷,尾矿库溢流水返

回选矿厂。

该厂对原矿含 Cu 0.2% 以上,其中含大于 50% 酸溶性铜的矿石采用了堆浸,平均堆高 46 m。富液经置换沉淀,总浸出率为 93.14%。随着氧化矿量的增加堆浸量会加大,现浸出厂日处理能力 14 t。

22.2.5.10 锡拜铜矿

该矿位于巴什基尔自治共和国南部乌拉尔山东坡,奥伦堡市以北 290 km。属巴什基尔铜硫公司属大型铜矿床,由南北两矿体组成,因此分为老锡拜矿和新锡拜矿,除铜外还含有锌、硫、金和银,矿石平均含 Cu 0.84%、Au 0.8 g/t。露天开采,1925 年投产后逐渐扩大生产能力,现年采矿石 400 万吨。选矿厂名为巴什基尔,有 3 个系列,采用浮选法生产,产品为铜精矿、锌精矿和硫精矿,产品中年产金 2.2 t。

该矿床属大型铜锌黄铁矿矿床,由南(新锡拜)和北(老锡拜)2 个矿体组成。矿石平均含 Cu 0.84%、Au 0.8 g/t,还含有锌、硫、银等元素。矿石类型根据其化学和矿物组成、结构—构造特点、矿石的浸染粒度及可选性可分为:黄铁矿—铜矿矿石(占 23.4%)、铜—锌矿石(占 22.5%)、锌矿石(占 16.4%)、铜—磁黄铁矿矿石(占 5.8%)、硫—黄铁矿矿石(占 22.4%)、角砾岩与浸染铜矿石(占 5.2%)、角砾岩与浸染铜—锌矿石(占 4.3%)。矿石中主要金属矿物有黄铁矿、闪锌矿、黄铜矿、磁黄铁矿、铜蓝、斑铜矿、辉铜矿;非金属矿物最多的是石英、绿泥石、绢云母;矿石中还含有金、硒、碲、镉、铟、钴等。块状黄铁矿类型矿石的特点是金属矿物复杂相互共生,浸染粒度很细,小于 0.05 mm 以下的黄铜矿有 77%、闪锌矿有 82%、黄铁矿有 51%,铜蓝有 76%,非金属矿物有 49%,有的细到乳浊状。

选矿厂有 3 个系列,分别于 1959 年、1966 年和 1968 年投产。选矿流程为三段破碎、两段磨矿、优先浮选铜、锌流程。第一段破碎为 1200 × 1500 颚式破碎机,第二段破碎 KSD-1650 圆锥破碎机,第三段破碎为 KMD-2100 圆锥破碎机,各段的破碎产品粒度分别为 300、80 和 20 mm。两段磨矿采用 $\phi 2700 \times 3600$ 球磨机与螺旋分级机闭路,磨矿粒度 86% - 74 μm 。浮选用米哈诺布尔型浮选机。后由于采矿量增加 49%,选厂的矿石处理量相应增加 31.3%,将原来的两段磨矿改为三段磨矿,获得经济效益 730 万卢布,因此获得国家级银牌和铜牌奖励(1979 年)。同时流程也由优先浮选改为混合—优先浮选,采用新型浮选药剂,无氰工艺及选矿产品自动分析控制等措施来提高经济效益。选矿指标为:铜精矿含 Cu 19% ~ 20%、铜回收率 83% ~ 84%;锌精矿含 Zn 51% ~ 52%、锌回收率 71% ~ 74%;硫精矿含 S 45% ~ 46%、硫回收率 74% ~ 75%。金的总回收率为 70%。

22.2.5.11 艾蒂克(Aitik)铜矿

矿山位于北极圈内北 67°07',在北极圈北 40 km,离耶利瓦勒市(Gallivare)东 15 km。主要矿石类型有 5 种,矿石储量 5 亿吨,原矿含 Cu 0.39%、Au 0.3 g/t、Ag 5 g/t、Fe 1.5%、S 1.5%。露天开采,为欧洲最大的露天矿之一。矿山 1966 年建设,投资 1600 万美元,于 1968 年投产,当时年采选能力 200 万吨,后经两次改扩建,于 1981 年达采选能力 1300 万吨,由波立登金属股份有限公司(Boliden Metall AB)经营管理。

选矿采用破碎、磨矿、混合浮选、粗精矿再磨精选流程,选矿厂有 A、B、C 3 个系统。3 个系统的粗碎为由安设在露天采场旁矿体底盘上的 1 台旋回圆锥破碎机将原矿碎至小于 250 mm,由皮带运输机运到贮矿仓(60000 t 容量),此原矿再分别给入选厂的 3 个系统。A 系统的中细碎为两平行系列,各为 1 台双层振动筛(筛孔为 75、25 mm),筛上物(+25 mm 部

分)进入1台 Symons 标准型圆锥破碎机($\phi 2134$)破碎后送去筛分,筛下(小于25 mm)入粉矿仓,中碎产物入1台3层振动筛(筛孔为80、40和25 mm),+80 mm、-40和+25 mm部分由1台短头圆锥破碎机($\phi 134$)细碎后返回筛分,-80 ~ +40 mm产物经旁路送入A、B系统的砾石仓待用,小于25 mm部分入粉矿仓。磨矿也为二平行系列,每系列由2台 Mor-gard-sha mmar' 棒磨机(3250×4525 ,棒直径 $\phi 75$,锰钢衬板,棒耗0.3 kg/t)和1台砾磨机(4500×4500 ,橡胶衬板,砾石由砾石仓提供),排矿由1台 Sala 型螺旋分级机分级,返砂入砾磨机,溢流(13% -44 μm)入浮选车间。B系统亦为二平行系列,为第一次扩建系统,磨矿为自磨、砾磨,由粗矿仓给料机给入一混料矿仓(按自磨需求配粒度),混料矿仓再给至B、C系统的自磨机。B系统每系列为1台 Nord-berg 型自磨机($\phi 6000 \times 10500$),其产物入旋流器组,旋流器沉砂入2台砾磨机(与A系统同型),砾磨机排矿由螺旋分级机和水力旋流器组($2 \times 6 \phi 400$)分级闭路磨矿,分级溢流(26% -44 μm)与自磨机分级后的溢流混合后,进入浮选车间。C系统为第二次扩建系统,磨矿为自磨、砾磨,由1台多米宁型自磨机($\phi 6500 \times 11800$,橡胶衬板),排矿入一旋流器组,沉砂入砾磨机(与自磨机同型, $\phi 5200 \times 6800$),砾石由波立登公司发明的专利由自磨机中获得。排矿与水力旋流器组($2 \times 6 \phi 500$)闭路磨矿,溢流与自磨机的旋流器溢流混合入浮选车间。

浮选为硫化物混合浮选、粗精矿再磨、Cu、S分离精选、中矿返回砾磨机的流程。也有3个平行系列,每系列能力为500 t/h(最大可达700 t/h)。各路磨矿后的矿浆在搅拌槽内混合,加入KAX、AFP211、Monl-anol和F10tanol药剂后,在pH值为8.5时进行硫化物混合浮选,经粗选(OK38,4槽)、扫选(OK38,5槽)和精选(4台 Sala BFR-300型),精选尾矿和扫选精矿(3个系列在一起)经分级后(1组约500 mm水力旋流器),沉砂返回B系统的砾磨机再磨,溢流返回粗选,混合粗精矿由1台再磨机磨至-44 μm 占50%,送入Cu—S分离前的搅拌槽,添加石灰至pH值11.5抑制黄铁矿,由第4系列浮选槽(9台OK38)进行分离浮选,经粗选(2台)、二粗选(2台)和扫选(5台OK38),扫选精矿浓缩(1台 $\phi 7.2$ m浓缩机)再磨后返回,分离粗选精矿经4~5次精选(6排 Sala BFR-300型浮选槽),精选尾矿返回分离浮选前的搅拌槽。铜精矿经浓缩(1台 $\phi 11$ m浓缩机)、脱水,脱水溢流作为选厂回水再利用,底流经过滤(4台 Sala 型鼓形过滤机),水分8%,再经干燥(2台 Sala 型筒式干燥机)至水分3.5%。浮选车间所用泵主要是 Sala 型圆锥泵,垂直的主轴,切线给入矿浆。磨矿车间和尾矿部分主要用泵为卧式矿浆泵。选矿厂由1台 Boliden 型在线自动分析仪系统进行品位检测与控制。选厂的给矿品位 Cu 0.39%、Au 0.23 g/t、Ag 3.8 g/t。铜精矿品位 Cu 28%、Au 9 g/t、Ag 200 g/t,回收率分别为85%、49%和59%。年产铜精矿13万吨,含金属铜35000 t、金1200 kg、银25 t。

选矿厂的尾矿处理。尾矿泵至矿山西面的一宽阔山谷作为尾矿坝,用4条直径为350 mm的管路将50%固体浓度的尾矿矿浆送入尾矿坝,每条管道配5台重型卧式泵,尾砂从坝上游经5 km长的坝库区,在坝下游返回水再利用,用开口的流槽借重力将水返回选矿厂。尾矿坝区域广大,贮存量惊人。现选矿厂利用回水和天然雨水基本上实现供需平衡,不必再增加新水供给。在矿山北面的瓦瑟拉(Vassara)河为矿山自来水的水源,现作为备用水站建成。

干燥后的铜精矿由皮带运输机送至贮矿仓(1200 t容量),将精矿装入一圆筒形槽内发货运送,每槽存11.5 t,由公路运送(一次3槽)15 km达耶利瓦勒铁路站,再转运400 km至

伦岛(Ronnskar)的波立登公司的冶炼厂。

22.2.5.12 拉卡里达德(La caridad)铜钼矿

拉卡里达德铜钼矿位于墨西哥索诺拉州(Sonora),由墨西哥铜业有限公司经营,为大型斑岩铜矿床,1979年投产,露天开采。矿石日生产能力原为7.2万吨,现已扩大到9万吨。产品为铜、钼和银。

矿石中主要矿物有黄铁矿、辉铜矿、黄铜矿、铜蓝,少量辉钼矿、方铅矿、闪锌矿。矿石储量为12.74亿吨,金属品位Cu 0.42%,Mo 0.038%,矿石中含银。

选矿厂原设计处理能力7.2万吨/d,现已扩大到9万吨/d。选矿厂入选矿石品位Cu 0.6%~0.8%、Mo 0.02%~0.04%。矿石经三段破碎和筛分,一段破碎在采场1406 m标高处进行,采用2台一段破碎机,规格尺寸为 $\phi 1524 \times 2661$ A-C一段旋回破碎机。大块用2台Allied液压碎石机,矿石碎至90% -165 mm,一段破碎产品经6台1830 mm \times 4880 mm Tyler双层振动筛分级,上层51 mm圆孔,下层16 \times 51方孔,分级后小于16 mm物料经皮带运往粉矿仓,筛上物料进入二段破碎。二段破碎回路有6台 $\phi 2134$ A-C液压圆锥破碎机,二段破碎产品为小于38 mm,二段破碎产品经皮带机运入筛分车间,筛上产品再经皮带机送往三段破碎。三段破碎回路有10台A-C $\phi 2134$ 液压圆锥破碎机(闭路作业),矿石碎至70% -12.7 mm。三段破碎产品与二段破碎产品汇合一起经皮带机送往筛分厂,筛分后的粉矿粒度为94% -12.7 mm。磨矿作业原始设计12个系列,每1台一段磨机都与相应的粗选作业相匹配。1986年后,按照阶段再选计划对这些磨矿系列进行了改造,将现有磨机分成两大组,每一组包括6台磨机及与之成闭路作业的旋流器,每一组磨机的产品汇合在一起经分配箱分配到5排新型大容积粗选槽。一段磨矿采用 $\phi 5000$ mm \times 7300 mm Dominion球磨机,每台磨机由3000 kW同步电机驱动,并与1台矿浆泵和4台Krebs D26B水力旋流器成闭路作业。浮选作业中,回收有价矿物主要有辉铜矿、黄铜矿、铜蓝、少量辉钼矿,钼含量为0.02%~0.03%以上,首先在铜浮选回路中获取Cu-Mo混合精矿,然后再送往一钼回收厂处理回收钼。在铜回路中,原粗选作业一共有12个系列,每一系列有14台Denver DR500(14.2 m³)浮选槽。1986年改造后,Denver浮选槽用于精选作业,而粗一扫选作业分成两部分,每一部分由5排浮选槽组成,每排10台Outokumpu OK38(38 m³)浮选槽。新改进的系统使工艺过程控制得到改善,并减少了停机检修时间。粗选、扫选混合精矿经再磨进入精选作业,再磨回路包括4台 $\phi 3050 \times 7170$ 球磨机,每台磨机都与一组Krebs D15B旋流器成闭路作业。以前有2个精选回路,每个回路中有3排16槽Denver DR300浮选槽,这些浮选槽已由原粗选作业Denver DR500型浮选槽所取代,这种变更使浮选时间由13 min增加到18 min。Cu-Mo混合精矿进入钼浮选厂处理。

钼浮选厂于1982年投产。钼浮选厂给矿品位Cu 33.0%、CuO 0.53%、Mo 0.64%、Fe 23.0%、不溶物9.0%和Ag 150 g/t。但是进入粗选作业的钼含量为0.90%~1%。粒度为60% -43 μ m,由于钼选厂给矿中钼颗粒解离状态良好,故无需再磨。钼浮选分两阶段进行,第一阶段包括粗选、一次和二次精选;第二阶段为最终精选阶段,包括6次精选。Cu-Mo混合精矿经浓缩后送入粗选,加新鲜水稀释矿浆,加入亚铁氰化钠抑制铜和铁矿物,用硫酸控制pH值,偶尔加少量燃料油作为钼捕收剂。粗选作业pH值及浮选浓度控制要根据铜钼混合精矿中铜矿物类型确定,若以辉铜矿为主,pH值调到8~9,矿浆浓度调到18%~20%,浮选时间16~20 min;若以黄铜矿为主,pH值调到7.5~8,矿浆浓度调到24%~28%,浮选

时间要长些。粗精矿经2次精选后,二次精选精矿直接送入最终精选段,最终精选阶段使用的药剂为硫酸锌与氰化钠混合物($M(\text{NaCN}):M(\text{ZnSO}_4 \cdot \text{H}_2\text{O})$ 为6:4),加入第三次和第六次精选作业。第八次精选精矿泵入1台 $\phi 9.15\text{ m}$ Dorr-Oliver 浓缩机脱水,精矿脱水后进入浸出作业,浸出作业设有三台 $\phi 3050 \times 3050$ 搅拌式浸出槽,每个浸出槽内装大约25 t 精矿,若需要的话,经浸出24 h 可从钼精矿中浸出35%铜,浸出1 kg 铜耗费1 kg NaCN。进入浸出作业的钼精矿 $w(\text{Mo}) > 58\%$ 、 $w(\text{Cu})$ 为0.30%~0.60%,经浸出后,钼精矿中铜含量降至Cu 0.05%以下。浸出后的精矿经过滤和干燥,水分降至7%。钼精矿品位:Mo 58.4%、Cu 0.38%、Fe 0.35%、Ag 30 g/t。铜精矿经浓缩、过滤和装运。铜浮选厂尾矿经浓缩后,溢流返回选厂再用,底流经管道自流入10 km 以外峡谷中的尾矿坝。

选矿厂采用高度自动化控制,拥有设备保护、监控和操作仪表,各段工艺过程均有自己的控制台。保护仪表有夹杂金属探测器、高温传感器、压力传感器、流量传感器以及皮带运输机保护系统;工艺过程仪表包括流量、重量、功率、浓度、速度、粒度分布测定装置及模拟控制器。一段磨矿采用计算机控制。

22.2.5.13 萨尔切什迈(Sar-cheshmeh)铜钼联合企业

萨尔切什迈铜钼联合企业,位于伊朗东南的克尔曼省(Kerman)的扎格罗斯山脉中心附近,联合企业创建于1977年,隶属伊朗国家铜工业公司(NICIC),1982年底建成矿山、选矿厂和冶炼厂,总投资为14亿美元。联合企业下属露天矿、选矿厂、冶炼厂和加工厂,它的建成投产使伊朗由铜产品及半成品的纯进口国一跃变为纯出口国,对伊朗的国民经济贡献很大。矿床为大型斑岩铜矿,原矿品位Cu 1.13%、Mo 0.03%,并伴生金银,矿石总储量为4.27亿吨,其中地表矿含Cu 2%,矿石储量有9230万吨,深部矿石含Cu 0.9%的有3.352亿吨,远景储量有8亿吨,估计铜金属量达900万吨,为世界第四大斑岩铜矿床。现日采选矿石4万吨,日产铜精矿(含Cu 34%)1480 t、钼精矿(含Mo 54%)10 t,年产铜金属15.8万吨,所伴生的镍和金、银等综合回收在铜、钼精矿中。

矿石中的主要矿物有黄铜矿、辉铜矿、蓝铜矿、斑铜矿、孔雀石、黄铁矿和辉钼矿等。

选矿厂于1977年投产,日处理能力为4万吨。选矿厂采用三段闭路破碎(破碎粒度为80% - 12.5 mm)、一段磨矿(磨矿细度为70% - 0.074 mm)、铜钼混合浮选、粗精矿再磨后铜钼分离、钼精矿再磨后精选流程。矿石由露天采场用卡车运至采场附近的由2台固定棒条筛和粗碎旋回圆锥破碎机组成的粗碎。旋回破碎机规格为 $\phi 1524 \times 2260$,粗碎至小于200 mm 后,送入550 t 缓冲矿仓,再用钢绳皮带运输机经过1.45 km 的运输距离,将粗碎矿石运至选矿厂的粗矿贮存堆,容量为51000 t。第二段破碎为3台 $\phi 2100$ 西蒙斯标准型圆锥破碎机和3台 2438×6096 双层振动筛组成,将矿石碎至小于76 mm,然后用3台双层振动筛进行预先筛分,筛下产品(粒度为小于12.5 mm)送入4000 t 容量的粉矿仓,筛上产品送至4540 t 容量的缓冲矿仓。第三段破碎由6台2100 西蒙斯短头型圆锥破碎机和6台 2438×6096 泰勒单层振动筛闭路破碎,破碎能力为每台396 t/h,最终破碎粒度为12.5 mm,单层振动筛的筛下物送至粉矿仓,筛上物入细碎缓冲矿仓闭路破碎。碎矿车间用湿式除尘器收尘,筛分和第二、三段破碎作业由细碎间的控制中心集中控制操作。粗磨和粗浮选有二系统,每一系统由4台 $\phi 5030 \times 8230$ 的多米宁溢流型球磨机和10个 $\phi 108$ 克鲁伯D20B型水力旋流器闭路磨矿,磨矿粒度70% - 0.074 mm,磨机循环负荷400%。旋流器溢流入铜钼粗选和扫选段,采用 8.5 m^3 浮选槽,每系统各由4列,每列14槽组成回路,粗精矿送入再磨浮选,

尾矿借重力送入尾矿浓缩机($\phi 122$ m Eimco C 型)。再磨浮选部分也为 2 系统,每个系统有 2 台 $\phi 3048 \times 5791$ 多米宁溢流型球磨机和 6 台 $\phi 380$ 克鲁伯 D15B 型水力旋流器组成闭路再磨,再磨给矿为粗选与扫选的粗精矿,再磨后进行精选和精扫选(由 2 列精选、再精选槽和扫选槽,每列有 10 台 4.25 m^3 精选、再精选槽和 10 台 8.5 m 扫选槽),并由流量控制器调整控制矿浆液面,再精选精矿进行浓缩($\phi 40$ m 的精矿用浓缩机),中矿顺序返回,所得的铜钼混合精矿送入钼选厂处理。钼选厂于 1978 年竣工投产,日处理能力为 1400 t 铜钼精矿。精矿先经浓缩至 60% 固体浓度,经调整后进行铜钼分离粗选,在每列 8 槽 2.8 m^3 浮选槽中进行,共 2 平行系列。粗选精矿泵送至第一次精选,一精尾即为铜精矿(槽内产品),进行第二次精选后,所得钼二精选精矿经浓缩脱水($\phi 12$ m 浓缩机)至固体浓度 60% 入再磨机($\phi 1524 \times 2438$ 长筒溢流型球磨机)开路磨矿,经调浆后进行第三、四次精选,四精选精矿泵至 3 台水力旋流器($\phi 152$)串联组,沉砂返至长筒型 1200×1800 长筒二段再磨 2 台球磨机与旋流器闭路。再磨精矿经第五、六和七次精选后获得最终钼精矿,精选浮选槽为丹佛型 0.7 m^3 和 1.4 m^3 槽。钼精矿脱水用 $\phi 12$ m 浓缩机和两段过滤,过滤为 2 台 $\phi 1.8 \text{ m} \times 5 \text{ m}$ 盘式真空过滤机,第二段过滤的滤饼经 $\phi 0.304 \text{ m} \times 3.66 \text{ m}$ 的回转窑干燥,干燥后的钼精矿贮存于 2 个 15 t 矿仓,用圆筒包装后,船运至各用户。铜精矿经浓缩至浓度 50%,用 3 台 $\phi 3.2 \text{ m} \times 11 \text{ m}$ 盘式真空过滤机过滤后,滤饼由皮带运输机运至冶炼厂的干燥机。选矿厂有自动取样系统来控制检测选矿流程和产品质量。选矿的尾矿借重力自流至 3 台 $\phi 12.2 \text{ m} \times 3.05 \text{ m}$ 的尾矿浓缩机,产出浓度为 40% ~ 50% 固体的底流,经 1 m 宽 20 k m 长的尾矿流槽,在 $1.5^\circ \sim 2.5^\circ$ 的坡度下自流至尾矿坝,尾矿浓缩机回水再用,回水率 40%。选厂有单独的浮选药剂制备车间,混合和贮备所需药剂,浮选药剂种类有石灰乳、Z-200、R-407、异丙基黄药、煤油、甲基异丁基甲醇、醚醇、松油和燃料油等。浮选指标为:铜精矿含 Cu 34%、钼精矿含 Mo 54%,矿石中伴生的金银回收在铜钼精矿中,冶炼厂再分离回收之。

22.2.5.14 卡利马克尔(Калимакыр)铜钼矿

该矿位于苏联的乌兹别克东北的东北库拉旺山北坡阿尔马雷克镇附近,隶属阿尔马雷克矿冶公司,矿床为斑岩铜矿床,1958 年正式建矿。矿石平均品位含 Cu 0.6% ~ 1.2%、Mo 0.005%、Au 1g/t,并伴生有银。年产矿石 2300 万吨,矿石送阿尔马雷克选矿厂处理,采用泥砂分选、铜钼混合浮选流程,年处理矿石中可综合回收伴生金 17.3 t。

矿石特点是浸染粒度极不均匀,硫化矿物呈细粒互相共生。主要硫化矿物是黄铜矿、辉铜矿和黄铁矿,并存在有极富的黄铁矿区段。矿石中的钼呈极细的浸染状存在,在混合矿中,硫化铜的主要部分是辉铜矿,而氧化矿(约含 25%)中发现有孔雀石、赤铜矿、硅孔雀石、含铜的多水高岭土等。脉石成分主要为正长闪长岩、花岗闪长斑岩、次生石英。

选矿厂名为阿尔马雷克铜钼选矿厂,于 1961 年投产,1972 ~ 1975 年间进行了扩建和改建,共有 9 个系列选别卡利马克尔斑岩铜矿床的硫化矿石和混合矿石。选矿流程为三段碎矿、两段磨矿、泥砂分选、铜钼混合浮选、中矿再磨、铜钼分离、再精选获得铜精矿和钼精矿。三段碎矿的设备为 KK II -1500 粗碎圆锥破碎机、KMT-51 重型倾斜惯性筛、KC II -2200 中碎圆锥破碎机、KM II -2200 细碎圆锥破碎机,破碎粒度为小于 35 mm;两段磨矿设备有 MIIP-3600 \times 5500 格子型球磨机、MII II -3600 \times 5000 溢流型球磨机 MIII-2700 \times 3600 溢流型球磨机(中矿再磨用)、1KCH-30 高堰式单螺旋分级机、2KCH-30 高堰式双螺旋分级机、水力旋流器,I 段磨矿细度为 45% ~ 74 μm 。II 段磨矿细度为 65% ~ 70% ~ 74 μm ,中矿再磨细度为

95% ~ 98% - 74 μm 。矿泥和矿砂分别进行铜钼混合浮选(一次粗选、二次精选、二次扫选)、矿泥矿砂混合精矿合并后进行浓缩脱药,通蒸汽进行铜钼分离(抑铜浮钼)后,再进行5次钼精选,获得钼精矿和铜精矿。浮选药剂:混合浮选用石灰、丁基黄药、异丙基黄药、铈子油、起泡剂 T-66、丁基黑药、异丙基黑药、硫化钠。

铜钼分离用蒸汽、铈子油、硫化钠、水玻璃;浮选指标铜精矿含 Cu 20%,回收率 83% ~ 85%;钼精矿含 Mo 35% ~ 40%,回收率 55% ~ 60%;金的总回收率 74%,银的总回收率 61%。由于在硫化矿石中有 15% ~ 20% 混合矿石中有 40% ~ 50% 的金呈游离态,一般粒度在 20 ~ 70 μm ,选矿厂将水力捕金器安装在一段磨矿机溢流处,用以回收矿石中的游离金。

选矿厂除处理卡利马克尔矿床的铜钼矿石外,还处理附近矿山——萨雷依切库铜钼矿的矿石,选铜厂还定期处理阿尔马雷克冶炼厂的转炉渣,用浮选法可将其中 80% ~ 85% 的铜回收在精矿中,每批炉渣为 500 ~ 600 t,两段破碎到小于 75 mm,以 10% 的比例加入矿石中进行磨矿和浮选。

22.2.5.15 额尔登特(Erdenet)铜钼矿

额尔登特铜钼矿位于蒙古国北部额尔浑河和巴楞格河之间的山地丘陵地区,为蒙古国第一个现代化大型采选企业,属典型的斑岩铜钼矿床。矿石平均品位 Cu 0.85%、Mo 0.012%,并伴生金银,为世界上最大的铜钼矿床之一,矿区海拔 1500 ~ 4100 m。矿石有原生带和次生带,矿石带分带明显,自上而下有淋滤带、氧化带、次生硫化物富集带和原生矿石带。主矿体由后二矿带组成。矿石中原生矿带的主要矿物为黄铁矿、黄铜矿、辉铜矿等,在次生硫化物富集带内为辉铜矿、铜蓝、黄铜矿、斑铜矿、辉钼矿和黄铁矿等。

选矿厂于 1978 年投产,分 4 期建设。年处理矿石能力达 1600 万吨。选矿工艺为:三段闭路破碎、一段磨矿(65% - 0.074 mm)、硫化物混合浮选、钼铜分离浮选、钼浮选尾矿和混合浮选中间产品再磨(80% - 0.074 mm)流程。其中,混合浮选为粗选、扫选、二次精选;钼粗选后八次精选;铜粗选、二次扫选、二次精选。最终获得铜和钼两种精矿。选矿的主要设备:粗碎用 KKL-1200/130 圆锥破碎机 2 台、中碎用 KCL-2200T 圆锥破碎机 2 台、细碎用 KM-3000T 圆锥破碎机 2 台、筛分机为 TCT72M2500 \times 6000 自动平衡筛 6 台、一段磨矿用 MIII5500 \times 6500 型球磨机 4 台、再磨用 MIII3200 \times 4500 型球磨机 5 台、ФЛ II M40 型压气式机械搅拌浮选机和 OM2.5 和 OM0.4 浮选机用于混合浮选、铜钼粗选扫选、铜精选和钼精选作业,还有浓缩机、洗矿槽、圆盘真空过滤机、铜精矿用干燥炉等,采用 X 射线光谱分析仪和电子计算机使选矿厂的工艺过程实现自动化控制。浮选主要药剂种类有石灰、硫化钠、水玻璃、硫酸钠、胆矾、丁基黄药、煤油、极性油、T-80 等。选矿指标为:铜精矿含 Cu 33.5%、回收率 81.84%,钼精矿含 Mo 52%、回收率 54%,金和银综合回收在铜精矿中。选矿厂尾矿库设在厂以北 4.5 km 的山谷中,尾矿自流入库,回水站设在尾矿坝的下面。选矿所用水、电及材料消耗如下(以每吨原矿计):电耗 31.6 kW \cdot h、水耗 3.72 m^3 , (其中新水 0.4 m^3)、钢球消耗 1.32 kg、衬板消耗 0.178 kg、滤布消耗 0.000 7 m^2 。

22.2.5.16 洛肯(Lokken)铜锌矿

矿床位于挪威特龙黑姆(Trondheim)南 70km,为含银的铜锌硫化物矿床。原矿含 Cu 2.5%、Zn 2.1%、Co 0.07%、S 41.4%、Fe 37.5%、Au 0.2 g/t、Ag 19 g/t,还含有少量铅、锰、硒及镍等元素。矿石中的矿物含量,黄铁矿 70% ~ 75%、黄铜矿 6%、闪锌矿 3% 及少量磁

铁矿,矿石为粒度极细、质硬致密的黄铁矿矿石。脉石中石英含量 12% ~ 14%,还有少量方解石和绿泥石。黄铁矿粒度非常细为 20 ~ 30 μm ,黄铜矿以 1 ~ 2 μm 的微粒状产于黄铁矿晶体中,闪锌矿中含有 2% ~ 5% 的铁。矿山由奥尔克拉工业有限公司经营

选矿采用破碎—重介质—自磨砾磨—优先浮选流程。1973 年建成选矿厂,年处理能力 30 万吨左右。矿石用 1 台 Blake 610 × 910 颚式破碎机破碎至小于 200 mm,经湿式筛分,筛上再由 1 台 $\phi 1300$ 圆锥破碎机碎至小于 150 mm。由 1 台维姆科重介质分选机系统,分成三级别(150 ~ 50 mm、50 ~ 20 mm、20 ~ 4 mm)分选后,重产品存入磨矿前的各个级别矿仓,轻产品作为尾矿丢弃。150 ~ 50 mm 与小于 20 mm 部分入自磨机与水力旋流器闭路磨矿,50 ~ 20 mm 部分入砾磨机与水力旋流器闭路进行砾磨,自磨机产品粒度为 85% - 37 μm 、45% - 10 μm ,砾磨粒度为 90% ~ 95% - 37 μm ,磨矿车间为自动控制无人操作。自磨机电耗 30 kW · h/t,砾磨机 5 ~ 10 kW · h/t。铜浮选为:单槽浮选、粗选、扫选和 4 次精选。在自磨回路中设一单槽浮选,粗精矿再精选一次即得最终铜精矿,含 Cu 25% ~ 28%,回收率达 40% ~ 50%。扫选精矿和精选尾矿、单槽浮选尾矿均返入砾磨机系统,第四次精选精矿与单槽浮选精矿合并后经浓缩、过滤、干燥获得最终铜精矿,含 Cu 22% ~ 23%。锌浮选为粗选、扫选和 4 次精选,获得含 Zn 45% ~ 50%,回收率 70% ~ 85% 的锌精矿。由于锌精矿中含 Zn 小于 50% 后其价格大幅下降,经试验,采用热浮选可提高锌精矿品位,于 1977 年就改为热浮选流程。具体做法是,铜尾矿经粗选、2 次扫选和 3 次精选后,所得精矿浓缩后,进入蒸汽搅拌槽至 85 ~ 90℃,再加入亚硫酸氢钠搅拌 20 min,用冷水稀释至 40% 固体浓度,锌精矿反浮选,矿浆温度 50℃,泡沫产品入铜浮选前的砾磨机再磨。改造前后选矿指标对比如下:原矿含 Cu 2.1%、Zn 1.8%、Ag 16 g/t;铜精矿改造前含 Cu 21.3%、Zn 1.2%、Ag 70 g/t,回收率 Cu 89.8%、Ag 40%;改造后含 Cu 22.4%、Zn 1.0%、Ag 110 g/t,回收率 Cu 92.0%、Ag 60%。锌精矿,改造前含 Zn 50.0%、Cu 0.6%、Ag 40 g/t,锌回收率 69.0%;改造后含 Zn 56%、Cu 0.2%、Ag 25 g/t,锌回收率 70.0%。浮选所用药剂(g/t)为:熟石灰(改造前 5000)改造后 3500(下同),Z-200(35)35、黑药 238(12)12、戊基黄药(70)75、乙基黄药(20)20、硫酸铜(430)430、亚硫酸氢钠 300、MIBC(8)9、蒸汽用柴油 0.489。由于降低了与亚硫酸氢钠一样价钱的石灰消耗量,节约了成本。从经济效益来看,两种产品的精矿价值,铜精矿提高了 3.6%,锌精矿提高了 77%,铜精矿中银含量提高 1 倍,总收入增加 8%。选矿厂年产铜精矿 21000 t、锌精矿 5400 t、银 2000 kg。

选矿厂自动化水平较高,除磨矿车间外,浮选部分进行自动检测分析,安装有 1 台 Courier 30 型在线分析仪和一套微机系统进行控制。

22.2.5.17 特维尔山(Tverrfjellet)铜锌矿

矿山位于挪威中部的耶尔欣(Hjerkinn)市特隆赫姆(Trondheim)以南 170 km,海拔 1100 m,是挪威海拔最高的矿山,为典型的块状硫化矿铜锌矿床。矿石中主要金属矿物是黄铁矿、黄铜矿、闪锌矿和磁铁矿,脉石矿物主要为石英和矽卡岩矿物。原矿平均含 Cu 1.0%、Zn 1.2%、S 36%、 Fe_3O_4 4%、Au 0.1 g/t、Ag 10 g/t。

选矿采用破碎、棒磨球磨分级、优先浮选磁选流程选别。选矿厂处理能力为 2000 t/d。三段破碎,均在坑下进行,一段为 1 台颚式破碎机将矿石碎至 152 mm,再经第二段旋回破碎机碎至小于 51 mm,第三段破碎为圆锥破碎机,碎至 20 mm,在一段与二段、二段与三段破碎之间均设有预先筛分和控制筛分。矿石由皮带输送机送至贮矿仓。整个破碎过程由带有闭

路电视监控器的单一控制通道完成。磨矿为1台棒磨(开路)和1台球磨(闭路)作业,水力旋流器溢流的最终粒度为70%~72% -74 μm ,进入优先浮选作业。铜浮选作业为2次粗选、1次扫选、多次精选,第二粗精矿和扫选精矿、精选尾矿再磨。浮选给矿浓度40%固体,pH值为12.0,精矿经浓缩、过滤和干燥,获得水分6%~7%、含Cu 26%的铜精矿。锌浮选作业,由两部分组成:一为锌的正浮选系统,pH值为11.8,尽可能地回收锌,经精选,获得含Zn 45%的精矿,此精矿进入锌反浮选作业,进行加温(60~70℃),用 SO_2 降低矿浆pH值,浮出黄铁矿及部分含铜物料,槽内产品即为最终锌精矿。二为经浓缩、过滤、干燥后获得含Zn 54%,水分6%~7%的精矿。黄铁矿浮选作业,先浮出矿浆内尚存的Cu、Zn杂质,将矿浆脱泥,不用调pH值,用铵直接浮选黄铁矿,1次粗选、1次精选即可,经过浓缩、过滤、干燥后,获得水分3.5%的黄铁矿精矿。1978年后增加了磁选作业,回收磁铁矿,黄铁矿的浮选尾矿,经4段磁选,获得磁性精矿,此精矿在酸性矿浆中反浮选脱硫,槽内产品经浓缩、过滤,获得含水分9.5%的磁铁矿精矿,作为重介质加重剂出售。选矿作业电耗为45.0 $\text{kW} \cdot \text{h/t}$ (下同),其中粗磨10、浮选和再磨25.5、脱水4.5、供水3.5、蒸汽生产(为提高锌品位用)4.5;选矿耗水量5 m^3/t 。选矿指标:原矿含Cu 1.0%、Zn 1.16%;铜精矿产量21000 t,含Cu 26%,Zn 2.8%,铜回收率92.9%;锌精矿产量11500 t,含Zn 54.8%、Cu 0.4%。锌回收率81.4%;黄铁矿精矿产量35万吨,含S 51.1%;磁铁矿精矿产量17000 t,含Fe 68%、 SiO_2 2.3%;铜精矿中含Au 50 kg、银5000 kg。

选矿厂高度自动化,安装有X射线在流分析仪,自动检测矿浆浓度、流量、pH值、电视监控等基本仪器,实行IBM中央控制室集中控制,实现了铜作业的药剂、充气量的计算机自动调节控制。

22.2.5.18 皮海萨尔米铜锌矿

该矿位于芬兰中部奥卢省南部边界,为块状硫化物矿床,原矿含Cu 0.70%~0.80%、Zn 2.50%、S 38%、Fe 33%、Au 0.3~0.45 g/t、Ag 15~18 g/t,保有矿石储量2000万吨以上,为芬兰国重要有色金属矿山。矿山先露天开采后转为地下开采。

矿石为含粗粒黄铁矿与闪锌矿—黄铜矿—脉石的混合物,主要矿物为黄铁矿、黄铜矿和闪锌矿、重晶石;主要脉石矿物为碳酸盐和硅酸盐等。黄铁矿呈粗粒状,黄铜矿和闪锌矿呈细粒嵌布于黄铁矿晶体之间。

选矿采用碎矿自磨—优先浮选流程,1962年选矿厂与矿山同时投产。所采矿石在坑下经第一段破碎后(2台颚式破碎机,粒度小于250 mm),由箕斗或罐笼提升至地表的选矿厂细碎车间矿仓。细碎车间有2条碎矿线,一为振动棒条筛,筛分成+70~-250 mm部分作为磨矿砾石,送至砾石矿仓,筛下与另一条碎矿线(1台 $\phi 1676$ symons标准型圆锥破碎机)的产品合并入2台双层振动筛筛分,产出小于25 mm粉矿,+25~-40 mm中间产品(再由1台Symons短头圆锥破碎机开路破碎)、+40 mm部分则通过1台振动棒条筛将+70 mm部分送至粗砾石矿仓。+40~-70 mm。则送入另一砾石矿仓。磨矿为三段磨矿,1台自磨机、2台二段球磨机、第三段为砾磨机,后由于矿石硬度大,钢耗太高(棒耗为1 kg/t、球耗为2.0 kg/t的硬镍钢),故全改为三段自磨。改为自磨回路后,稳定性好,可进行一体化控制,获得了最大的装机处理量,并且在一段磨矿(1台 $\phi 3200 \times 4500$ 磨机)回路中加入重介质分选作业(圆筒型重介质分选机,分选密度2.8 g/cm^3 ,可预先抛弃产率10%的脉石),所得重产品(多为密度4~5 g/cm^3 的块状硫化物集合体)返回磨机,此举提高了磨矿效率和粗磨

机的处理能力。第二、三段磨机的规格均为 $\phi 3200 \times 4500$, 与 $\phi 500$ 水力旋流器闭路磨矿, 最终磨矿产品 ($60\% - 0.074 \text{ mm}$, $5\% + 0.21 \text{ mm}$) 入浮选回路。

浮选流程为铜—铅—硫顺序优先浮选。铜浮选回路由常规的粗选、扫选和 3 次精选组成; 铜浮选尾矿经调整后进行锌浮选, 为粗选、扫选和 4 次精选, 中矿 (1 精尾和扫选精矿) 再磨后 (磨机为 $\phi 2750 \times 3200$) 再选, 中矿回路的精矿送至精选回路; 锌浮选尾矿调浆后进行黄铁矿浮选。浮选药剂为 (g/t): 铜浮选添加石灰乳 2350、氰化钠 5、硫酸锌 900、黄药 50、起泡剂 10、 pH 值为 11.8 ~ 12.0; 锌浮选添加石灰乳 1600、硫酸铜 600、氰化钠 4、黄药 15、起泡剂 45、 pH 值 12.0 ~ 12.1; 黄铁矿浮选添加硫酸 5000、黄药 200、起泡剂 5、 pH 值为 4.2 ~ 4.5。在铜浮选中出现的问题是矿浆中被铜离子天然活化的闪锌矿, 造成铜精矿中含锌量很高而锌精矿中 Zn 品位相应很低的问题。浮选指标为: 给矿含 Cu 0.70%、Zn 2.84%、S 36.8%; 铜精矿含 Cu 25.50%、回收率 92.20%; 锌精矿含 Zn 52.10% 回收率 90.40%; 黄铁矿精矿含 S 50.6%、回收率 86.40% 及重晶石精矿。Au、Ag 主要回收在铜精矿和黄铁矿精矿中。浮选回路所用设备建厂以来几次更换大型浮选机, 从 1973 年开始全部用 OK-3 浮选槽代替铜浮选粗扫选回路的 Agitair 浮选机; 1975 年用 OK-16 机装备了锌浮选回路; 1981 年用 2 槽型 OK-38 机代替原有的 56 台小型浮选槽; 1987 年后又试验采用了 OK-60 大型浮选槽。由此使浮选回路易于自动控制, 并且能耗由 $20 \text{ kW} \cdot \text{h/t}$ 降至 $11 \text{ kW} \cdot \text{h/t}$ 。该选矿厂是最先采用计算机自动控制的选厂之一。

22.2.5.19 小坂 (Kosaka) 铜铅锌矿

小坂铜铅锌矿位于日本秋田县 (Akita) 鹿角郡小坂镇, 距大馆站 22.3 km, 由同和矿业公司 (Dowa Mining Co. Ltd.) 小坂矿业所经营。

矿石由黑矿、半黑矿、黄矿、硅矿、石膏组成。黑矿以含闪锌矿、方铅矿、重晶石为主, 伴生有黄铜矿、黝铜矿、黄铁矿。黝铜矿和方铅矿中富集金和银; 黄矿以含黄铁矿、黄铜矿为主, 有致密质、黏土质、粉状黄矿, 性质变化大, 在接近黑矿部分含有重晶石和闪锌矿。硅矿主要含黄铁矿、黄铜矿, 脉石为流纹岩、火山角砾岩。矿石可靠储量 660 万吨, 含 Cu 1.4%、Zn 3.7%; 矿石推断储量 410 万吨, 含 Cu 0.9%、Pb 0.7%、Zn 2.3%。矿石中含 Au 0.4 ~ 2.1 g/t、Ag 18 ~ 646 g/t。

选矿工艺流程为原矿水洗后两段闭路破碎、棒磨球磨三段闭路磨矿、铜铅混合浮选后锌浮选、硫浮选和重晶石浮选顺序进行。各精矿脱水过滤后, 分别获得铅精矿、铜精矿、锌精矿、黄铁矿精矿、重晶石精矿和硅酸盐矿物。浮选尾矿经旋流器分级, 沉砂送采矿场回采充填, 溢流入尾矿坝, 回水利用。采场来的矿石小于 100 mm, 经洗矿后, 入液压圆锥破碎机和振动筛碎至小于 18 mm, 洗矿的矿泥经两段分级, 矿泥入浓缩机, 原生矿泥量达 20%, 经洗矿脱泥破碎后的小于 18 mm 原矿再经三段磨矿二段分级, 分级溢流粒度 $90\% - 0.074 \text{ mm}$ 。进行铜铅混合浮选, 依次锌、硫、钼优先浮选。铜铅粗选用亚硫酸和石灰在 pH 值为 4 ~ 5.5 时加硫酸锌 80 g/t 抑制锌和黄铁矿, 再加 208 号黑药 (50 g/t)。铜铅分离原采用氰化物抑铜浮铅, 从 1968 年以后废除毒性氰化物, 改用蒸汽加温 (温度 70°C 、 pH 值为 5 ~ 5.5) 浮铜抑铅, 铜精选也需通蒸汽搅拌 (矿浆温度 60°C), 不加别的浮选药剂。铅精矿脱锌在矿浆温度 58°C 、 pH 值为 7.5 加重铬酸钾 (39 g/t) 抑铅、加硫酸铜 (33 g/t)、黑药 (5 g/t) 和起泡剂选锌。铜铅粗选尾矿用常规药剂顺序选出锌精矿、硫精矿, 选硫尾矿进行分级脱去细泥后, 用碳酸钠和磺酸盐类捕收剂、在 pH 值为 7.5 时选出重晶石精矿。选矿指标为: 原矿含 Au 0.59 g/t、

Ag 82 g/t、Cu 1.09%、Pb 1.63%、Zn 5.10%、S 9.16%、BaSO₄ 11.54%；铅精矿含 Pb 54.48%、Au 9.57 g/t、Ag 1422 g/t、铅回收率 75.4%；铜精矿含 Cu 23.21%、Au 1.96 g/t、Ag 529 g/t、铜回收率 72.0%；锌精矿含 Zn 55.43%、Au 1.18 g/t、Ag 193 g/t、锌回收率 93.3%；黄铁矿精矿含 S 48.31%、Au 1.17 g/t、Ag 53 g/t、硫回收率 73.5%；重晶石精矿含 BaSO₄ 96.59%，回收率 44.50%；金在铜、铅、锌、硫精矿中的总回收率为 92.7%，银为 89.7%。

22.2.5.20 埃奎蒂(Equity)铜银矿

埃奎蒂(Equity)铜银矿位于加拿大不列颠哥伦比亚省(British Columbia)休斯敦(Houston)东南 37km 处,1980 年投产,露天开采,工程投资 1.62 万美元。

该矿分主矿区(Main Zone)和南泰尔(Southern Tail)矿区两个矿区。矿石中主要矿物为黄铁矿、黝铜矿、黄铜矿、砷黄铁矿和少量方铅矿、闪锌矿、磁铁矿、赤铁矿、金和银。银主要赋存在黝铜矿中,金主要与砷黄铁矿共生。矿石储量 2800 万吨,含 Ag 106 g/t、Au 0.96 g/t、Cu 0.38%。两矿区矿物组成差别在于:主矿区矿石为细粒浸染型,有磁黄铁矿、少量砷黄铁矿、Sb 0.07%、Cu 0.37%、Ag 110 g/t、Au 0.99 g/t。南泰尔矿区矿石性质软,含 Sb 0.1%、Ag 131 g/t、Au 1.4 g/t、Cu 0.48%。

选矿采用常规破碎、磨矿、浮选和脱水流程。选厂原设计处理能力 5000 t/d。1984 年开始处理主矿区浸染状细粒矿石。磨矿细度为 -0.074 mm 占 82%。矿石经粗选、扫选和 3 次精选。最终精矿经脱水和干燥,日产 90 t 精矿。南泰尔精矿含 Ag 3000 ~ 6500 g/t、Sb 8%、Au 25 g/t、Cu 20%、As 5%。回收率银 79%、金 31%、铜 82%。主矿区精矿含 Ag 2900 g/t、Sb 2%、Au 12 g/t、Cu 20%、As 0.5%。南泰尔矿区和主矿区金回收率一般为 30% ~ 35%。南泰尔矿区尾矿损失的金主要与黄铁矿共生,银与黝铜矿共生,其次以含银的硫盐存在。主矿区尾矿损失的金大约 20% 与黄铁矿共生,80% 与银矿物和硅质脉石共生。黄铁矿中银的嵌布粒度细,在尾矿中损失高达 40 ~ 50 g/t。为回收南泰尔矿区矿石损失的金银,埃奎蒂对浮选法、水冶处理、生物处理法进行了研究。但终因成本高而不可行。对降低南泰尔矿区矿石中砷和锑含量采用浸出方法解决,为将砷和锑分别降至 As 1.5% 和 Sb 0.6%,特建一座浸出厂。浸出厂日处理能力 90 t 精矿,投资 5500 万加元。用总有效容积为 2900 m³ 浸出槽处理,再用 4 台 12 m³ 和 4 台 18 m³ 高压釜处理。产出符合熔炼要求的铜精矿和锑酸钠副产品。常压浸出温度 107℃。成品铜精矿含 Sb 小于 0.3%、As 小于 0.8%；锑回收率 80%，锑酸钠副产品含 Sb 大于 47%、As 小于 500 × 10⁻⁶。主矿区矿石中的金银难以在主流程中回收,故增加尾矿氰化厂,金浸出率达 80% 以上,从含 Ag 30 g/t、Au 0.45 g/t 的浮选尾矿中回收一半的金和三分之一的银。浸出槽直径 11.8 m、高 12.6 m。每槽中停留时间为 2.5 h,每天 10 t 载金炭约含金银 55 kg。

由于精矿中含锑和砷太高,冶炼时大量锑和砷挥发造成环境污染,同时也浪费资源。一般冶炼厂要求含锑和砷分别为 0.6% 和 1.6%。因此埃奎蒂决定建除锑和砷浸出车间。同时锑以锑酸钠,砷以砷酸钙形式回收。浸出车间为间断式作业,每 8 h 处理 30 t 精矿,日处理 90 t 精矿。搅拌时间 16 h,浸出时间 8 h,浸出槽采用蒸汽加热,温度保持在 110℃。浸出剂为硫化钠和氢氧化钠。精矿经两次浸出,压滤,洗涤(硫酸)后精矿在回转窑干燥,干燥后贮存。铜精矿含 Sb 小于 0.3%、As 小于 0.8%。

22.2.5.21 米拉福尔斯(Myra Falls)铜铅锌矿

米拉福尔斯(Myra Falls)铜铅锌矿位于加拿大大不列颠哥伦比亚省(British Columbia)

温哥华岛巴特尔湖(Buttle Lake)南端。由西部矿山有限公司(Western Mines Ltd.)经营。

矿石中主要矿物有闪锌矿、黄铜矿。其次是方铅矿、斑铜矿和黝铜矿。矿石品位 Au 2.30 g/t、Ag 33.05 g/t、Cu 2.39%、Zn 5.07%、Pb 0.33%；Lynx 矿的矿石储量有 30 万吨，含 Au 2.62 g/t、Ag 79.79 g/t、Cu 1.37%、Zn 7.61%、Pb 0.78%。

米拉福尔斯矿的原选矿厂于 1967 年投产，日处理能力 900 ~ 950 t。选厂处理三个矿区 Lynx、Myra Falls 和 Lynx 露天矿石。除处理规定品位矿石外，还处理 Myra Falls 矿区高品位小矿体，矿石含 Au 5.1 ~ 7.6 g/t、Ag 466.55 ~ 777.59 g/t、Cu 1.2%、Zn 7.8%、Pb 1.4%。三个矿区(Lynx 地下和露天矿石、Myra Falls 矿石)在破碎前需经混合配矿，因为每种矿石的品位和选矿特性变化大，所以这种混合非常严格。品位高的矿石分开破碎、贮存，每周依次。矿石经三段破碎，破碎后的矿石进入 2 个矿仓，1 个是贮存规定品位的矿石，1 个矿仓是贮存高品位矿石，每个矿仓容量为 800 ~ 900 t。破碎能力大约为 250 t/h。规定品位矿石进入磨矿回路，磨矿回路包括一段棒磨和二段球磨，与球磨机成闭路作业的水力旋流器分级溢流粒度 60% - 0.074 mm。浮选作业包括铜铅粗选，铜铅分离浮选、锌浮选。铅粗精矿精选 3 次得最终铅精矿。铜浮选给矿再磨至 95% - 0.043 mm，以使带入铜铅系统的闪锌矿解离。铜浮选包括粗选和 3 次精选，得最终精矿。铜浮选尾矿进第二段锌浮选，铜铅混合浮选尾矿进入第一段锌浮选。锌浮选作业第一段锌浮选和第二段锌浮选，进入锌浮选的给矿经粗选和 3 次精选，得最终锌精矿。浮选指标：铜精矿含 Cu 27.8%、Au 44.48 g/t、Ag 2152.36 g/t，铜回收率 79.7%、金回收率 52.7%、银回收率 45.2%；铅精矿含 Pb 40% ~ 45%、Au 23 g/t、Ag 2034 g/t，铅回收率 81.8%、金回收率 22.5%、银回收率 35.1%；锌精矿含 Zn 52.5%、Au 3.42 g/t、Ag 161.74 g/t，锌回收率 81.5%、金回收率 14.4%、银回收率 12.1%。

米拉福尔斯选厂于 1985 年投产，处理能力 2700 t/d，1988 年处理能力扩大到 4000 t/d。该选厂厂房为密闭式。井下粗碎矿石经粗矿仓与来自 MyraLynx 矿石混合后一起进入破碎厂。矿石经二段和三段圆锥破碎，三段细碎产品粒度小于 16 mm。磨矿作业包括两段磨矿，一段棒磨和二段球磨，磨矿细度 - 0.074 mm 占 70%。旋流器溢流进入铜锌浮选回路，铜和锌中矿经再磨至 - 0.043 mm 占 85% 后再进入浮选回路。粗精矿经精选后进入浓缩机脱水，再经 Larox 压滤机脱水至 7%。铜精矿含 Cu 22.9%、铜回收率 87% ~ 88%；锌精矿含 Zn 49.4%、锌回收率 80%；1988 年金和银销售价值为 2000 万美元，金和银主要从锌精矿送冶炼厂冶炼过程中回收。铅含量因小于 0.3% 不予回收。选厂中 60% 尾矿用于矿山回填，其余进入尾矿浓缩机脱水，底流送尾矿场，溢流进水处理厂出来后返回选厂再用。

22.2.5.22 罗斯伯里多金属矿

罗斯伯里多金属矿位于澳大利亚的塔斯马尼亚西海岸，为含铅锌银铜金的多金属硫化矿床，属于澳大利亚电锌有限公司(Electrolytic Zinc Company of Australia Ltd, 简称 EZC)，1975 年投产，地下开采，铜铅锌顺序优先浮选，年生产能力 70 万吨。年产铅精矿含铅 4 万吨、锌铅精矿含锌 10 万吨、铜铅精矿含铜 3.3 万吨。

矿床为含铅锌银铜金的多金属硫化矿床。主要有用金属物有方铅矿、闪锌矿、黄铜矿、黝铜矿等。

选矿采用三段破碎、两段磨矿优先浮选流程。破碎一段为 914 mm × 610 mm 颚式破碎机 1 台、二段为旋回破碎机 1 台、三段为 $\phi 1200 \times 508$ 407 型辊式破碎机 2 台。一段磨矿用 2 台 $\phi 2400 \times 1200$ 锥型球磨机与 2 台 $\phi 457$ 旋流器、1 台 $\phi 3000 \times 2100$ 锥型球磨机与 1 台

φ610 旋流器。二段磨矿用 1 台 φ3000 × 940 锥型球磨机与 1 台 φ457 旋流器。浮选为铜铅锌顺序优先浮选,铜粗选和精选、铅粗选和 3 次精选、锌粗选和 3 次精选。所用浮选机的型号有 Denver DR30、Denver24 SUB-A 和 Agitair48 型。浮选药剂选铜作业用硫代硫酸钠 400 g/t、NaAero 30 g/t、甲醛酸 18 g/t、Aero 23 810 g/t;铅浮选 NaIPX 28 g/t、氰化钠 65 g/t、硫酸钠 800 g/t、硫酸锌 32 g/t;锌浮选硫酸铜 550 g/t、NaAero 60 g/t、石灰 600 g/t、MIBC 40 g/t、Z-200 45 g/t。

原矿含 Pb 3.8%、Zn 12.1%、Ag 139 g/t、Cu 0.67%、Au 2.8 g/t;铜精矿含 Cu 12.7%、Pb 23%;铅精矿含 Pb 63.2%、Ag 829 g/t;锌精矿含 Zn 51.6%、Ag 144 g/t。1984 年产铜精矿 3.3 万吨,铅精矿 6.5 万吨,锌精矿 19.5 万吨,金回收在铜精矿中,银回收在铅精矿中。

尾矿资源的回收利用



23.1 紫金山金矿低品位矿石及尾矿综合利用

紫金山金矿位于福建省上杭县,自 1993 年开始开发建设,经过多次技术改造和扩建,现已成为国内单体矿山黄金产量最大、采选规模最大、矿石入选品位最低、单位矿石处理成本最低的特大型露天开采及采用堆浸技术的黄金矿山。截至 2006 年,该矿年处理矿石已经超过 1200 万吨,年产黄金超过 9 t,单产黄金量连续多年名列全国第一。

23.1.1 矿石性质

紫金山金矿矿体是由浅成次火山浸入体及其伴随的火山岩的熔液系统从岩浆的去气化作用部位延伸到喷气孔和酸性热泉,将高硫化成矿环境结合为一体的,属高硫浅成低温热液矿床,特大储量的低品位资源。金矿石成分简单,伴生有害杂质含量极少,矿石为氧化次生金矿石。脉石成分占 93% 以上,主要有石英,其次是地开石和黏土矿物。矿石的普氏硬度系数为 4~10,大多数偏软,密度为 2.39 t/m³,松散密度为 1.6 t/m³。矿石属于简单易选矿石。

23.1.2 选矿回收工艺

紫金山金矿经过十多年的发展,从一个单一的小规模直接堆浸企业,逐步完善生产工艺,发展成为目前以破碎—洗矿—矿泥炭浸—粗粒堆浸的联合选矿工艺,经过多次改造和扩建,选厂处理能力达到 6 万吨,该工艺非常适合南方阴雨潮湿的气候条件,保持了堆浸、全泥氰化炭浸工艺(CIL)的优点,重选直接回收颗粒金,有利于选厂早拿多收的生产原则。该工艺一般控制入选矿石品位大于 0.5 g/t,到 2005 年,该工艺处理矿石量达到 1130 万吨,同时,根据矿山实际情况,对含金废石采取灵活多样的辅助堆浸工艺,对靠近露天采场的低品位(小于 0.4 g/t)矿石直接堆浸处理。对露天剥离的废石,采用洗矿的方法,对矿泥进行氰化处理,粗粒物料作为排土场坝体的筑堆材料,在坝体上进行喷淋浸出。紫金山金矿选矿厂不同选矿方法处理的矿石工艺流程见图 23-1。表 23-1 为紫金山金矿 2005 年选矿主要指标情况。

表 23-1 紫金山金矿 2005 年选矿主要技术指标

选矿厂	选 矿 工 艺	处理量/万吨·a ⁻¹	入选品位/g·t ⁻¹	综合回收率/%	尾渣品位/g·t ⁻¹
一选厂	联合选矿工艺	338.19	0.925	87.88	0.111
	直接堆浸(含金废石)	431.39	0.395	72.45	0.109
二选厂	联合选矿工艺	807.65	0.919	89.36	0.098
三选厂	含金废石综合利用	571.12	0.448	71.73	0.127
合计		2148.35	0.691	84.04	0.110

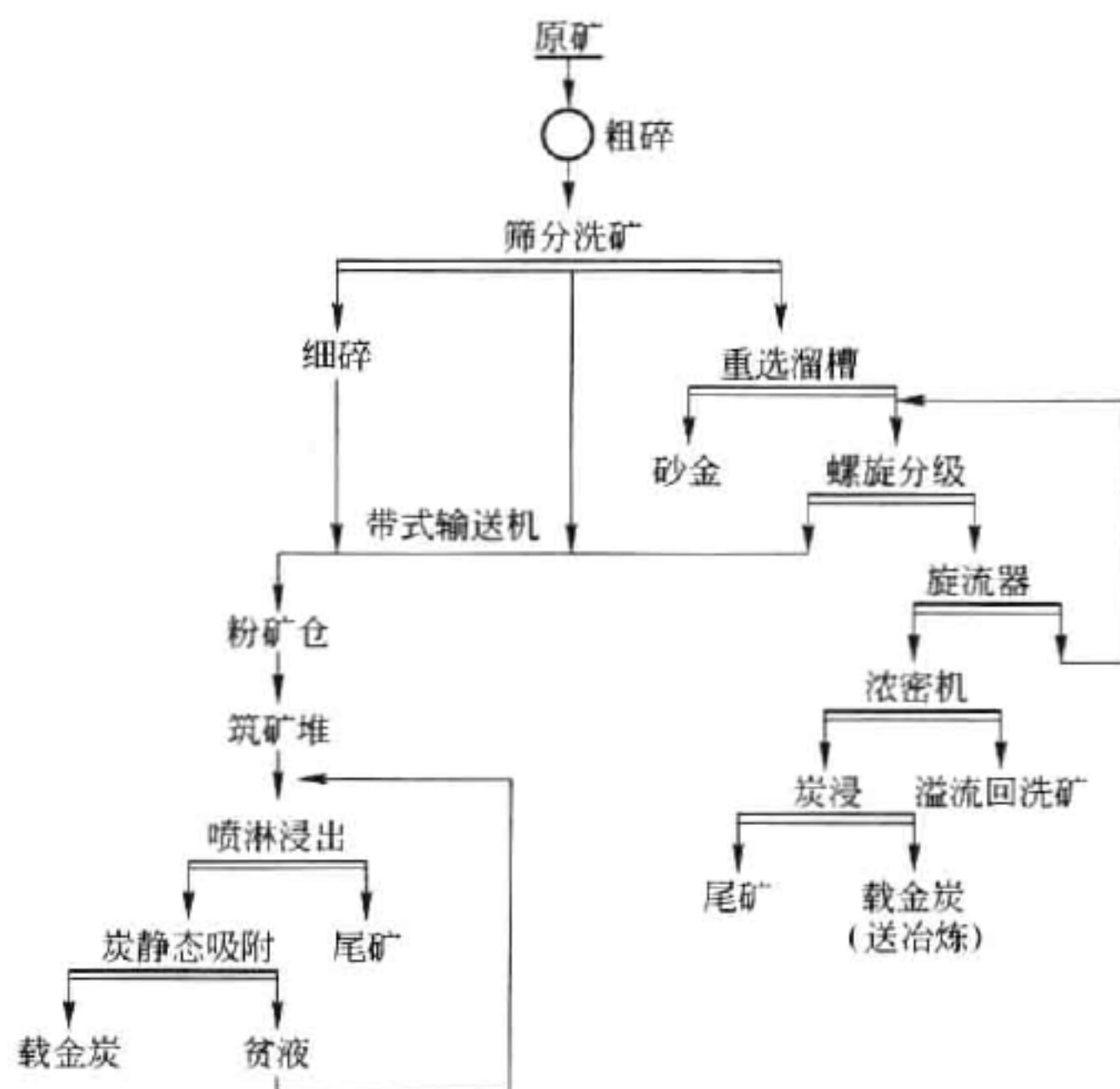


图 23-1 紫金山金矿联合选矿技术流程

23.1.3 尾矿处理

紫金山金矿的矿石从采场到选厂的运输,主要是通过汽车—溜矿井—汽车(电机车、皮带)的直运或转运来完成的,原矿到选厂后进行两级分布, + 500 mm 矿块占 10% ~ 30%, - 5 mm 级别的矿石占 40% ~ 60%, - 0.074 mm 的矿石一般为 5% ~ 7%, 有时候高至 13%。选矿厂就根据矿石分级情况,将矿石进行堆浸和炭浸分别处理,所以,紫金山金矿的尾矿就分为两种:(1)堆浸矿渣(尾矿)。由于矿石在入堆前洗去了泥粉矿,堆浸的尾矿块度较好,因此,该尾矿的渗透性和透气性比较好,矿石经过 70 天左右的喷淋后,拆堆,浸矿渣(尾矿)按要求排放,这部分尾矿每年可达千万吨。(2)炭浆尾矿。原矿经过清洗筛选分级后,所得筛下细矿物及洗出的粉矿先重选回收颗粒金,重选尾矿则经螺旋分级机与水力旋流器组成的两段分级作业,水力旋流器溢流再经浓密机浓缩脱水后至全泥氰化炭浆提金,形成炭浆尾矿,这样的尾矿每年可达 130 ~ 140 万吨。

紫金山金矿独创的联合选矿工艺,为其尾矿资源的综合利用提供了条件,堆浸尾渣中含有少量(0.1 ~ 0.2 g/t)已熔金,通过在堆浸末期加大喷淋量和连喷,可以回收已熔金的 10% ~ 15%,对待卸矿渣进行洗涤,可以回收已熔金 70% ~ 90%,综合起来,可以提高整个选矿回收率 1.37% ~ 2.7%,经济效益显著。炭浆尾矿粒度较细,经过取样分析,这部分尾矿完全符合水泥和烧砖的材料,既为企业增加收益,也节约了国家资源,值得在其他矿山推广。

23.2 铜绿山铜矿尾矿回收

铜绿山铜矿是大型矽卡岩型铜铁共生矿床,含 Cu、Fe 品位较高,储量大,伴生有 Au、Ag。在前面贵金属矿山生产实践一文中已经介绍了该矿的选矿工艺。该矿从 1985 年开始

采用强磁选工艺,从尾矿库中回收弱磁性铁矿物,强磁选后,尾矿中有价元素的含量为:Cu 0.83%、Fe 22%、Au 0.97%、Ag 11 g/t。该尾矿有排入 3 号尾矿库,截至 1988 年底,3 号尾矿库的尾矿量约 348 万吨,所含金属 Cu 2.5 万吨、Fe 132 万吨、Au 1500 kg、Ag 38280 kg,储量可观。该矿在 1989 年进行了选矿试验,得到 Cu 精矿含 Cu 17.68%、Au 25.07 g/t、Ag 102 g/t,回收率分别为 54.3%、62.71%、22.6%。

强磁尾矿中铜矿物主要有孔雀石、假孔雀石、黄铜矿、少量自然铜、辉铜矿、斑铜矿,极少量蓝铜矿和铜蓝;铁矿物主要有磁铁矿、赤铁矿、褐铁矿和菱铁矿;脉石矿物主要有方解石、玉髓、云母和绢云母,其次有少量的石榴石、绿帘石、透辉石、磷灰石和黄玉。

强磁选尾矿综合回收工艺流程为:尾矿经磨矿至 - 0.074 mm 占 60%,添加 Na₂S 2000 g/t 作为硫化剂,175 g/t 的丁基黄药和 36 g/t 的羟肟酸作捕收剂,20 g/t 的 2 号油作起泡剂,进行硫化浮选,获得铜精矿,浮选尾矿用螺旋溜槽粗选、磁选精选,获得铁精矿,综合回收指标见表 23-2。

表 23-2 综合回收指标

产品名称	产率 /%	品位/%				回收率/%			
		Cu	Fe	Au/g · t ⁻¹	Ag/g · t ⁻¹	Cu	Fe	Au	Ag
铜精矿	2.49	17.68	25.27	25.07	102	54.30	2.74	62.71	22.6
尾 矿	97.51	0.38	22.95	0.38	8.9	45.70	97.26	37.29	97.26
强磁尾矿	100.00	0.81	23.01	0.995	11.24	100.00	100.00	100.00	100.00

从以上选矿指标可以看出,选矿获得的铜精矿含 Cu 17.68、Au 25.07 g/t、Ag 102 g/t,回收率分别为 54.3%、62.71%、22.6%,有效地回收了 Cu、Au 和 Ag 等有效成分,经济效益和社会效益显著。

23.3 灵宝混汞—浮选尾矿的综合利用

灵宝市是中国重要的黄金生产基地,位于中国重要的秦岭成矿带,自 20 世纪 60 年代,该地区相继建立了很多黄金矿山,70% 的矿山均采用混汞—浮选工艺流程生产,每年排出大量含金平均 1.2 g/t 的尾矿,相当于一个中型黄金矿山。

混汞—浮选尾矿主要为含金黄铁矿类型,矿石中金粒属于中细不均匀嵌布,自然金占金总量的 60.11%。表 23-3 为随机抽取的、来自 3 个金矿的尾矿样的主要成分。

表 23-3 3 个金矿的尾矿样主要成分

矿 样 编 号	Au 品位/g · t ⁻¹	Cu 品位/%	S 品位/%
A 矿尾矿	0.74	0.08	0.43
B 矿尾矿	0.99	0.01	0.53
C 矿尾矿	1.40	0.09	1.39

通过筛分分析发现,金主要分布于细粒级中,而且有富集现象,A 矿尾矿中,- 0.048 mm 占 41.85%,金的分布率为 64.48%;B 矿尾矿中,- 0.048 mm 粒级占 39.36%,金的分布率为 55.26%;C 矿尾矿中,- 0.048 mm 占 49.49%,金的分布率为 70.22%。金在细粒中明显

有富集现象,原因是混汞工艺中回收了大量的粗粒金,浮选作业浓度低,对细粒载金矿物回收效果较差。

23.3.1 A 矿尾矿的回收工艺

A 矿尾矿中绝大部分金的载体矿物硫化物已与脉石单体解离,采用水力旋流器分级,对 +0.074 mm 的产品用螺旋溜槽-摇床进行重选,-0.074 mm 的分级产品浓缩后进行浮选,得到的选矿指标见表 23-4。

表 23-4 A 矿尾矿粗粒重选、细粒浓缩浮选技术指标

产 品 名 称	产率/%	Au 品位/g·t ⁻¹		Au 回收率/%	
		个别	累计	个别	累计
重选精矿	0.177	30.80		7.22	
浮选精矿	0.991	31.89	31.72	41.83	49.05
最终尾矿	98.832	0.40	0.75	50.95	100.00
合 计	100.00	0.75		100.00	

从结果可以看出,采用分级、粗粒重选、细粒浓缩浮选工艺处理 A 矿的尾矿再回收是合适的,金精矿累计品位达到 31.72 g/t,Au 的回收率为 49.05%。

23.3.2 B 矿尾矿的回收工艺

直接用重选对 B 矿尾矿进行选别,效果不佳,研究发现是 B 尾矿中含有大量的连生体金,采用磨矿把粗粒部分磨至 -0.074 mm 占 85% 的细度,使金与脉石单体解离,然后与细粒部分合并进行浮选,可以得到金品位为 30.47 g/t、回收率 43.51% 的金精矿,具体数据见表 23-5。

表 23-5 B 矿尾矿的选别指标

产 品 名 称	产率/%	Au 品位/g·t ⁻¹	Au 回收率/%
金精矿	1.419	30.47	43.51
最终尾矿	98.581	0.57	56.49
B 尾矿给矿	100.00	0.99	100.00

23.3.3 C 矿尾矿的回收工艺

C 矿尾矿中连生体含量较多,采用粗精矿再磨浮选,即 C 矿尾矿经过一次粗选、一次扫选,选出的粗精矿进行再磨,细度为 -0.074 mm 占 90%,再经三次精选,选得金精矿,指标见表 23-6。

表 23-6 C 矿尾矿的选别指标

产 品 名 称	产率/%	Au 品位/g·t ⁻¹	Au 回收率/%
金精矿	1.90	35.90	46.27
最终尾矿	98.10	0.81	53.72
B 尾矿给矿	100.00	1.47	100.00

通过粗精矿再磨,得到含金 35.90 g/t,回收率 46.27% 的金精矿。

23.4 南非东兰德金铀公司

自 20 世纪中期,南非的一些矿山就开始选矿处理以前矿山留下来的尾矿,但规模都比较小,直到 20 世纪 70 年代,随着黄金价格市场化得来的金价上涨和铀价的上涨,南非国内市场对硫酸的需求激增,东兰德金铀公司通过改进选矿方法、扩大生产规模来对选矿厂老尾矿进行二次选矿。

尾矿库的矿砂经过调浆后泵入 1 个综合处理中心,该中心包括 1 个浮选车间、1 座铀提取车间、2 座黄铁矿焙烧车间、2 座制酸车间、1 座炭浆厂、1 座金冶炼车间。浮选车间得到的硫精矿经酸浸提铀后进入焙烧系统生产硫酸,烧渣进行氰化提金,浮选尾矿再用炭浆法回收不能浮选的金。

尾矿库的矿泥分别经过 3 个独立的粗选系统处理,每个系统的处理能力是 50 万吨/月,这样有利于根据来料特性进行药剂控制。

浮选给矿矿浆的 pH 值一般是 3.5 ~ 4.0,捕收剂是巯基苯并噻唑酸钠和二硫代磷酸盐的混合药,用量约 100 g/t,加入给矿口,有时需要加入 25 ~ 50 g/t 的 CuSO_4 ,粗选时间为 17 min,精选时间 40 min,最终精矿硫品位是 30%,金品位 11 ~ 14 g/t,铀品位 550 ~ 650 g/t,浮选回收率 Au 45% ~ 50%,U 30% ~ 35%,S 80% ~ 85%。效果很好。

随着资源的越来越少,老尾矿库的重新选矿将会越来越多。

参考文献

- [1] 余建民. 贵金属分离与精炼工艺学[M]. 北京:化学工业出版社,2006.
- [2] 郑若锋,刘川. 从工艺废炭中提取金铂钯[J]. 湿法冶金,2002,21(3):147 ~ 149.
- [3] 李汉文. 从金宝山铂钯浮选尾矿中再回收铂钯的研究[J]. 广东有色金属学报,2002,12(1):1 ~ 4.
- [4] 陈景,黄昆,陈奕然,等. 加压氰化处理铂钯硫化浮选精矿全湿法新工艺[J]. 中国有色金属学报,2004(81).
- [5] 黄昆,陈景. 加压氰化法提取贵金属的研究进展[J]. 稀有金属,2005,29(4):386 ~ 389.
- [6] 陈景,黄昆,陈奕然,等. 金宝山铂钯浮选精矿几种处理工艺的讨论[J]. 稀有金属,2006,30(3):402 ~ 406.
- [7] 吴萍,马宠,李华伦. 某新类型铂钯矿湿法冶金新工艺试验研究[J]. 矿产综合利用,2002(3):10 ~ 13.
- [8] 黄礼. 金银提取技术[M]. 北京:冶金工业出版社,2005.
- [9] 胡为柏. 浮选[M]. 北京:冶金工业出版社,1982.
- [10] 《选矿设计手册》编委会. 选矿设计手册[M]. 北京:冶金工业出版社,1990.
- [11] 黄振卿. 简明黄金使用手册[M]. 长春:东北师范大学出版社,1991.
- [12] 吉林省冶金研究所. 金的选矿[M]. 北京:冶金工业出版社,1977.
- [13] 王俊,张全祯. 炭浆提金工艺与实践[M]. 北京:冶金工业出版社,2000.
- [14] 《中国黄金生产实用技术》编委会. 中国黄金生产实用技术[M]. 北京:冶金工业出版社,1998.
- [15] 黄金生产工艺指南编委会. 黄金生产工艺指南[M]. 北京:地质出版社,2000.
- [16] 徐天允,徐正春. 金的氰化与冶炼[M]. 沈阳:沈阳黄金专科学校,1985.
- [17] 《选矿手册》编委会. 选矿手册[M]. 北京:冶金工业出版社,1993.
- [18] (美国)兰道尔国际有限公司. 金银回收技术革新[G]. 长春:冶金工业部长春黄金研究所,1984.
- [19] 《黄金》杂志社. 全国黄金(有色金属)矿山生产新技术、新产品学术交流会论文集[C]. 长春黄金研

究院,2007.

- [20] 王淀佐. 矿物浮选和浮选剂理论与实践[M]. 长沙:中南工业大学出版社,1986.
- [21] 王资. 浮游选矿技术[M]. 北京:冶金工业出版社,2006.
- [22] 郭惠兰,王璧善,罗家珂. 国外伴生金银矿山[M]. 北京:冶金工业出版社,1998.
- [23] 《黄金矿山实用手册》编写组. 黄金矿山实用手册[M]. 北京:中国工人出版社,1990.
- [24] 北京矿冶研究总院,铜陵有色设计研究院. 凤凰山铜矿提高金银回收率研究报告[R]. 1986-12.
- [25] 铜陵有色设计研究院,凤凰山铜矿. 提高凤凰山铜矿金银回收率工业试验研究报告[R]. 1990.
- [26] 武培勇,石先祥. BJ-306 提高伴生金银回收率的工业应用研究[J]. 有色金属(选矿),2007(2): 45~47.
- [27] 铜陵有色金属集团控股有限公司. 铜陵有色金属集团控股有限公司五十五年综合统计资料汇编(1952-2006)[C]. 2007.
- [28] 铜陵有色设计研究院,狮子山铜矿. 提高狮子山铜矿伴生金银回收率工业试验报告[R]. 1984-07.
- [29] 北京矿冶研究总院. 铜陵狮子山混合矿矿石物质组成及伴生金银的研究[R]. 1986.
- [30] 北京矿冶研究总院,铜陵有色设计研究院,狮子山铜矿. 提高狮子山铜矿金银选矿回收率工业试验报告[R]. 1989.
- [31] 铜陵有色设计研究院. 用闪速浮选提高狮矿伴生金银回收率小型试验报告[R]. 1991-12.
- [32] 铜陵有色设计研究院. 闪速浮选技术完善及推广应用[R]. 1998-12.
- [33] 艾大成. 当代中国的黄金工业[M]. 北京:当代中国出版社,1995.
- [34] 铜陵有色金属集团控股有限公司. 铜陵有色金属集团控股有限公司五十五年综合统计资料汇编(1952-2006)[C]. 2007-08.
- [35] 蔡玲,孙长泉,孙成林,等. 伴生金银综合回收[M]. 北京:冶金工业出版社,2007.
- [36] 王常任. 磁电选矿[M]. 北京:冶金工业出版社,1986.
- [37] 朱继生. 冬瓜山铜矿选矿技术攻关[J]. 中国铝业,2006,(30)5:24~27.
- [38] 陈华强,罗仙平,罗洪涛. 会理锌矿选矿流程沿革评述[J]. 四川有色金属,2004(3),7~10.
- [39] 王勇,于振江. 提高红透山铜矿选矿指标的研究及工业实践[J]. 有色矿冶,2000,16(5):13~17.
- [40] 王淀佐. 浮选剂作用原理及应用[M]. 北京:冶金工业出版社,1998.
- [41] 赵春艳. 红透山选矿厂选铜技术改造与研究[J]. 有色矿冶,2007,23(5):21~23.
- [42] 罗仙平,王淀佐,孙体昌,等. 难选铅锌矿石清洁选矿新工艺小型试验研究[J]. 江西理工大学学报,2006,27(4):5~9.
- [43] 黎鼎鑫. 贵金属提取与精炼[M]. 长沙:中南工业大学出版社,1991.
- [44] 中国冶金百科全书编委会. 中国冶金百科全书《选矿》卷[M]. 北京:冶金工业出版社,2000.
- [45] 任觉世. 工业矿产资源开发利用手册[M]. 武汉:武汉工业大学出版社,1993.
- [46] 周全法. 贵金属深加工及其应用[M]. 北京:化学工业出版社,2002.
- [47] 黄礼煌. 化学选矿[M]. 北京:冶金工业出版社,1990.
- [48] 胡熙庚. 有色金属硫化矿选矿[M]. 北京:冶金工业出版社,1992.
- [49] 许荣华. 硫化镍及硫化铜镍矿石选矿概述[J]. 昆明理工大学学报,2000,25(2):16~19.
- [50] 《中国选矿设备手册》编委会. 中国选矿设备手册[M]. 北京:科学出版社,2006.
- [51] Norman L Weiss. SME mineral processing handbook. New York: Society of Mining Engineers of AIME, 1985.
- [52] G G Stanley. The Extractive Metallurgy of Gold in South Africa. Johannesburg: The South African Institute of Mining and Metallurgy. 1987.
- [53] M D Adams. Advances in Gold Ore Processing// Amsterdam, John Marsden. The Chemistry of Gold Extraction, Society for Mining Metallurgy & Exploration. New York:2006. Elsevier Science.

- [54] 金川公司镍钴研究所,峨嵋郑州矿产资源利用研究所. 金川硫化铜镍矿工艺矿物与工艺关系[R]. 1987.
- [55] 北京矿冶研究总院. 金川硫化铜镍矿二矿区富矿精矿降镁及指标优化的试验研究报告[R]. 2005-06.
- [56] 金川有色金属公司. 金川硫化铜镍矿石特性及可选性分析[R]. 1999-11.
- [57] 中国地质科学院成都矿产综合利用研究所. 金川硫化铜镍矿二矿区 1218 中段矿石及选矿产品工艺矿物学研究[R]. 2000-09.
- [58] 中国地质科学院成都矿产综合利用研究所. 金川硫化铜镍矿龙首矿西采区 1340 中段矿石及选矿产品工艺矿物学研究[R]. 2000-09.
- [59] 方启学,卢寿慈. 硫化镍铜多金属共生贫矿石的浮选[J]. 有色矿冶,1995,11(3):11~16.
- [60] 曾新民. 含有胶结充填料镍矿石选矿实践[J]. 有色金属(选矿部分),1989(5):1~5.
- [61] 章锦莱. 金川硫化铜镍矿的墨铜矿特点与可选性研究//中国有色金属学会,金川有色金属公司. 全国第二届镍钴学术会议论文集(第五册 选矿)[C],1992.
- [62] 曾新民,金川硫化铜镍矿矿石特性与可浮性关系[J]. 矿冶,2005,14(3):16~19.
- [63] 王德燕,戈保梁. 硫化铜镍矿浮选中蛇纹石脉石矿物的行为研究[J]. 有色矿冶,2003,19(4):15~17.
- [64] 孙玉波. 重力选矿[M]. 北京:冶金工业出版社,1985.
- [65] 李启衡. 碎矿与磨矿[M]. 北京:冶金工业出版社,2004.
- [66] 杨顺梁,林任英. 选矿知识问答[M]. 北京:冶金工业出版社,2005.

第5篇 金银冶金

贵金属生产技术实用手册

- 第1篇 总论
- 第2篇 贵金属矿床
- 第3篇 贵金属采矿
- 第4篇 贵金属选矿
- 第5篇 金银冶金
- 第6篇 铂族金属冶金
- 第7篇 尾矿设施
- 第8篇 矿井提升及选矿机电设备
- 第9篇 贵金属二次资源的回收与利用
- 第10篇 贵金属取样与测试
- 第11篇 黄金工业环境保护
- 第12篇 贵金属技术经济及案例
- 第13篇 贵金属化工产品深加工
- 第14篇 贵金属材料的应用与发展
- 附 录

概 述

24.1 提取金、银的一般原则

从矿物原料中提取金、银的工艺流程是多种多样的,选用何种工艺流程取决于以下因素:

- (1) 矿床类型、矿石结构、矿石的物质组成。
- (2) 金的粒度及赋存形态。
- (3) 与金共生矿物(石英或硫化矿物)的特征。
- (4) 矿石中其他有价成分及其赋存状态。
- (5) 影响金、银回收有害组分,如碳、砷、锑等含量。

金的粒度是重要的工艺性质之一。根据在工艺中金的行为,把金的粒度分为:粗粒金(大于0.070 mm)、细粒金(0.07~0.01 mm)和微粒金(小于0.01 mm)。

粗粒金在矿石碎磨过程中会形成游离金粒,适于用重选捕集,用浮选回收效果不好,氰化浸出溶解也缓慢。细粒金在磨矿时也可成为游离金,但通常与其他矿物形成连生体。细粒金浮游性能好,能迅速溶于氰化物溶液,但用重选回收效果不好。微粒金在多数情况下被其他矿物包裹,经常规磨矿,也基本上还处于矿物载体之中,在氰化时不易溶,在重选和浮选过程中可与载体矿物一起被回收。金粒表面常覆盖有薄膜,浮选时,覆有薄膜的金通常比表面清洁的金回收效果差,因此,在选择处理流程时还需考虑金矿物表面是否有薄膜存在。

从矿物中提金的过程主要由三大作业组成:矿石准备(破碎、磨矿)、选矿富集(重选、浮选等)、冶金提取(混汞、氰化、焙烧、熔炼等)。矿山选择工艺流程应该符合以下原则:金的回收率最高,综合利用最好,材料单耗最少,能源消耗最小,经济效益最大,对环境友好。

金、银生产主要有两大类:一类是从矿石中直接回收金、银;另一类是从有色金属生产中综合回收金、银。

从砂金矿石中提取金、银,一般用重选富集金、银,然后用混汞法、氰化法或直接冶炼等方法。从岩金矿石中提取金、银,多要经过选矿富集后,用氰化或其他方法提取。

有色金属(如铜、铅)生产中,矿石中的金、银最后富集于电解精炼的阳极泥中,然后从阳极泥中提取金、银。

硫酸厂的黄铁矿制酸烧渣也含有金、银,一般也采用氰化法回收处理。

24.2 金、银提取的原料与方法

24.2.1 提取金、银的原料

用于生产金、银的原料,主要是金、银矿石;其次是有色重金属选矿和冶金过程中产出的

副产金、银原料;含金、银各种废旧原料。从有色重金属矿石中选出的精矿和冶炼厂冶炼副产物中回收金、银,近年来有很大发展,已成为各金、银生产国的一项重要资源。

24.2.1.1 金的矿物原料

金的化学稳定性很强,常以自然金状态存在。已发现的金矿物有 98 种,常见的有 47 种,有工业利用价值矿物仅有十余种。其中,自然金、金银矿、银金矿最具有工业价值。金的碲化物和金与其他金属互化物,如碲金矿、碲金银矿、铜金矿等,虽然种类较多,分布较广,但数量不多。金的主要矿物见表 24-1。

表 24-1 金的主要矿物

矿物名称	化学分子式	w (Au)/%	备 注
自然金(gold)	Au	大于 80	常与银、铂、钯、铑、铜、铋等形成合金
银金矿	(Au,Ag)	50~80	
金银矿	AgAu	10~50	
黑铋金矿(Maldonite)	Au ₂ Bi	65.36	
金三铜矿(Auricupride)	Cu ₃ Au	50.6	
围山矿(Weishanite)	(Au,Ag) ₃ Hg ₂	56.91	
硫金银矿(Uytenbogaardtite)	Ag ₃ AuS ₂	32.03	
铜金矿	AuCu	75.18	有时含少量银
碲金矿(Calaverite)	AuTe ₂	43.59	
斜方碲金矿(Krennerite)	AuTe ₂	43.59	
亮碲金矿(Montbrayite)	(Au,Sb) ₂ Te ₃	50.6	
碲金银矿(Petzite)	Ag ₃ AuTe ₂	25.4	
板碲金银矿(Muthmannite)	(Ag,Au)Te	32.9~35.2	
针碲金银矿(Sylvanite)	(Au,Ag)Te ₄	24.1	
针碲金铜矿(Kostovite)	CuAuTe ₄	25.5	
叶碲金矿(Nagyagite)	Pb ₅ Au(TeSb) ₄ S ₅₋₈	0.41~10.16	成分不定
别兹斯麦尔特矿(Bessmertnovite)	Au ₄ Cu(Te,Pb)	68.0~75.0	
波格丹诺夫矿(Bogdanovite)	Au ₅ (Cu,Fe) ₃ (Te,Pb) ₂	57.6~63.6	
碲铅铜金矿(Bilibinskite)	Au ₃ Cu ₂ PbTe ₂	40.7~50.5	
方铋金矿(Aurostibnite)	AuSb ₂	44.7	
硒金银矿(Fischesserite)	Ag ₃ AuSe ₂	29.0	

金矿床主要分为原生矿床(多指岩金矿床)和次生矿床(主要指砂金矿及氧化矿)。

(1) 砂金矿床。砂金矿一般离地面较近(地表或地下 200~300 m),因此较岩金矿床易于开采。砂金矿呈松散状,金已与脉石分离,选金时无须破碎和磨矿,因此采砂金成本较低。特别是大型采金船的应用,更加快了砂金矿床的开采速度。在世界范围内,大型砂金矿已基本开采完毕。中国有黑龙江流域砂金矿,汉江流域的阶地砂矿,山东半岛的滨海砂矿,益阳一带的滨湖砂矿;美国有加利福尼亚、阿拉斯加河床砂矿等。

(2) 岩金矿床。对于岩金,在现代技术条件下,工业意义上的最低含金品位通常为 1~

3 g/t,堆浸品位为 0.1 ~ 0.3 g/t。开采条件还取决于矿的储量、种类、地质条件及其他因素等。

世界上最大的岩金矿是南非的威特沃特斯兰德(Witwatersland)金矿。从 1887—1986 年,累计生产黄金 4.27 万吨。现在它仍是世界上最大的金矿山,到 20 世纪末年产量仍保持在 400 t 以上。

此外,较大的金矿床还有:乌兹别克穆龙套金矿床、俄罗斯乌拉尔和印度科拉尔等高温热液金-毒砂矿床、俄罗斯外贝加尔达拉松和加拿大黄刀(Yellowknife)等的中温热液金-硫化物多金属矿床、以及墨西哥帕丘卡(Pachuca)和美国霍姆斯塔克(Homestak)等的低温热液金-银矿床等。

(3) 铜、铅、锌、镍等有色重金属矿床中的共生金。此类矿石在世界分布极广,金主要与它们的硫化矿物共生,或嵌布于黄铁矿、磁黄铁矿中。在这些矿床的氧化带或铁帽中,金多解离为单体。据统计,近些年已探明的黄金储量中,这些矿床中金的储量约占 15% ~ 20%。此类矿床有:芬兰奥托昆普(Outokumpu)火山岩铜矿、巴布亚新几内亚潘古纳(Panguna)斑岩铜矿、澳大利亚奥林匹克坝沉积型铜铀矿、美国宾厄姆(Bingham)斑岩铜钼矿、中国金川铜镍矿和河南西部石英脉金铅矿、俄罗斯诺里尔斯克火山岩多金属矿和秘鲁中央山脉矽卡岩多金属矿等。

许多热液变质和接触交代的矽卡岩型铜铁矿床也有较高的金,如中国长江中下游的铜铁矿床。

中国在“七五”、“八五”规划期间,黄金探明储量和新增生产能力较前 30 年有显著增长。1996 年末全国金矿保有储量 4264.78 t,以岩金(占全国总储量的 59%)和伴生金(27.9%)矿床为主。岩金主要为含金石英脉和破碎带蚀变岩型矿床,分布在山东、河南、陕西、吉林、河北、辽宁、四川、广东、湖南等省。

24.2.1.2 银的矿物原料

自然界发现的独立银矿物有一百余种。其中自然金属银较少,多数为金属的互化物、硫化物、硫酸盐、卤化物等。最主要的银矿物是自然银、辉银矿、深红银矿、淡红银矿、黝铜矿、角银矿等。银的主要矿物见表 24-2。

表 24-2 银的主要矿物

名 称	分 子 式	w(Ag)/%
自然银	Ag	80 ~ 100
辉银矿	Ag ₂ S	87.1
锑银矿	Ag ₃ Sb	75.6
硫铜银矿	(Ag,Cu) ₂ S	
深红银矿	Ag ₃ SbS ₃	60.3
淡红银矿	Ag ₃ AsS ₃	65.4
辉锑银矿	Ag ₂ S · Sb ₂ S ₃	
辉铜银矿	Ag ₃ CuS ₂	
硫锑铜银矿	(Ag · Cu) ₁₆ Sb ₂ S ₁₁	75.6
脆银矿	5Ag ₂ S · Sb ₂ S ₃	68.5

续表 24-2

名 称	分 子 式	$w(\text{Ag})/\%$
辉锑铅银矿	$4\text{PbS} \cdot 4\text{Ag}_2\text{S} \cdot 3\text{Sb}_2\text{S}_3$	
硫锑铅银矿	$\text{Ag}_3\text{Pb}_2\text{Sb}_3\text{S}_8$	23.76
硒铜银矿	$\text{Cu}_2\text{SeAg}_2\text{Se}$	18.7
硒银矿	Ag_2Se	
碲银矿	Ag_2Te	
角银矿	AgCl	75.3
溴银矿	AgBr	
碘银矿	AgI	46
黄碘银矿	$(\text{Ag}, \text{Cu})\text{I}$	
脆硫锑银矿	$5\text{PbS} \cdot \text{Ag}_2\text{S} \cdot 3\text{Sb}_2\text{S}_3$	
硫砷银矿	$\text{Ag}_7(\text{As}, \text{Sb})\text{S}$	
银黝铜矿	$(\text{Ag}, \text{Cu})_{12}\text{SbS}_{12}$	18.62
黝铜矿	$(\text{Cu}, \text{Fe}, \text{Ag})_{12}(\text{Sb}, \text{As})_4\text{S}_{13}$	
银铁矾	$\text{AgFe}_3(\text{SO}_4)_2(\text{OH})_6$	
黑硫银锡矿	$4\text{Ag}_2\text{S} \cdot \text{Ge}(\text{Sn})\text{S}_2$	

世界供生产银的矿产资源分为伴生矿和银矿两种类型。伴生矿是指以生产铜、镍、铅、锌、金等金属为主,同时回收银。

银的矿床主要有:

(1) 金银或银矿床。金矿床中通常都含有银,以银为主的金银矿床或银矿床更是生产银的主要矿床。美国的霍姆斯特克低温热液金银矿床,矿石含银 1.6%,金 500 g/t,银金比为 32:1。

帕丘卡也是含银为主的大型金银矿床。中国已探明的竹山银洞沟等金银矿都是以银为主的矿床,它们多赋存于古变质岩中。

(2) 铅锌矿床。这类矿床在世界各地分布广泛,储量也很大,是世界许多国家生产银的重要资源。

(3) 硫化铜矿床。多数硫化铜矿床都含有少量银。在这类矿床中银存在于自然金和其他硫化矿物中,随着铜的采、选和冶金而得到回收。

(4) 银钴矿床。加拿大安大略省科博尔特—戈甘达(Cobalt ~ Gowganda)地区的钴矿床中,自然银赋存于方解石中,或伴生于毒砂和斜方砷铁矿中。

(5) 银锑矿床。美国爱达荷州凯洛格(Kellogg)银锑矿的开采首先是为了回收银,并同时生产锑和铅。

中国银矿资源分为独立银矿和伴生银矿,独立银矿保有储量 12652 t(占银矿总储量的 29.7%),65%的储量属于银品位低于 100 g/t 的伴生银。

24.2.1.3 有色重金属冶金的副产金、银原料

有色重金属铜、镍、铅、锌、铋、锑等的硫化矿和铬矿都含有贵金属。一般来说,硫化铜矿床含金、银较多,硫化镍、铬矿床常含有少量的金、银和较多的铂族金属,硫化铅、锌和钡矿床

通常含有大量的银,而锑、砷、碲矿床常与金共生形成金锑矿床、金毒砂矿床和金碲矿床等。在重金属冶炼中几乎回收了所有的贵金属,这些贵金属的富集过程已不占成本,所以生产费用更加低廉。

从有色重金属副产物中生产金、银,主要包括下列几种原料:

- (1) 铜电解阳极泥及湿法炼铜浸出渣。
- (2) 镍电解阳极泥。
- (3) 铅电解阳极泥或火法精炼铅产出的银锌壳。
- (4) 火法蒸锌的蒸馏渣或湿法炼锌的浸出渣。
- (5) 黄铁矿的烧渣。
- (6) 锡、锑、铋、汞、铬等矿石冶金产出的含贵金属副产物。

在近代湿法冶金中,主金属浸出过程产生的大量浸出渣中含有一定量的金、银时,常采用成本低且处理量又大大型旋涡炉熔炼法,使金、银和铜等有价金属富集后,再进一步分离和精炼提纯。

24.2.1.4 二次资源的回收

除从金银矿、伴生金属原料中生产金、银外,还应该重视从各种废旧原料即二次资源中回收金、银。二次资源是指矿产资源以外的各种再生资源。它包括生产、制造过程中产生的废料,如废液、废渣、各种废胶卷(片)和定影液;失去使用性能的各种金、银制品,如废旧的金银首饰、催化剂、含金银的电子元器件等。二次资源品种繁多,组分复杂,回收方法各不相同,需要根据原料的组分和特性选用适当的回收工艺加以处理。

24.2.2 金、银提取方法

金、银提取方法是根据不同的金、银原料而采用不同的处理工艺。为了提高效率,降低成本,大多数金、银的矿物资源,需进行选矿富集处理,而后采用常规方法,如氰化法提取金、银。不同矿石通常采用不同的富集或提取金、银方法。

(1) 砂金矿石。砂金矿石中的自然金多与脉石分离,金粒呈单体存在于砂砾中。但坡积或冲积矿床中的金粒只有少量已从脉石中解离出来,而需要进行破碎、分离。这些矿石通常经预处理后,用重选法产出精矿,再经混汞法或氰化法(或先混汞捕集粗粒金后氰化)处理。

(2) 石英脉型金矿石中的单体自然金,通常将矿石破碎、磨细后,直接用重选法、混汞法或氰化法处理。

(3) 含硫化铁(黄铁矿、磁黄铁矿或毒砂)矿石中的自然金,或与锑、砷、铜、镍矿物共生或呈碲化金存在的金,矿石通常先经过浮选和焙烧,并分离出重金属,然后用氰化法处理精矿或焙砂。

(4) 与铁、铜、镍硫化矿物共生的少量金,多嵌布于这些硫化矿物的晶格内。此类矿石以生产铜、镍等为主。矿石经浮选获得的精矿送冶炼厂进行冶炼,在铜、镍等精炼时,从获得的阳极泥中回收金、银。

(5) 在自然界中金和银常常以本身的矿物形态共生在一起,或呈天然合金态共成一体,如自然金中常含有0~30%的银。鉴于银多与金和其他矿物共生或伴生在一起,故富集银的同时,通常应考虑回收与之共生或伴生的其他金属。

(6) 含银硫化锰和含银软锰矿石,由于锰的存在,直接采用氰化浸出银效果不好,采用其他方法也很困难,通常都要经特殊处理,使之不影响银的浸出。处理含银软锰矿的卡伦(Caron)法,是向氰化矿浆中通入二氧化硫以还原 MnO_2 。过程中,需另加石灰以中和生成的酸并与还原的锰一起沉淀,来强化银的氰化浸出。含银硫化锰矿的处理,在秘鲁是通过浮选产出精矿。从精矿中回收银的工艺是先用稀硫酸浸出锰,将过程中产生的 H_2S 氧化为 SO_2 ,再于洗涤塔中用碱液吸收产出 Na_2S ,供应市场。浸出的硫酸锰溶液用电解法生产优质锰。

24.3 金、银冶金的现状与发展

24.3.1 氰化法的应用引领了提金技术的一场革命

金、银的提取在 19 世纪以前主要靠手选或重选富集后混汞法提金。

1887—1888 年,麦克阿瑟、福雷斯特兄弟获得了溶解金、银的氰化法专利和用锌屑置换沉淀金的专利,把氰化法发展成为一种工业提金方法。1889 年新西兰 Crown 矿第一个氰化厂投产,在此基础上,多年来经过对生产工艺技术和设备等不断地改进和完善,使原来的重选富集—混汞流程改变并形成了闭路破碎与磨矿、螺旋和旋流分级、矿浆浓缩、氰化浸出、固液分离洗涤、锌粉置换等回收金的典型工艺流程。与此同时对氰化厂设备进行了革新,发明了分级机、浓密机和搅拌槽、连续真空过滤机、空气搅拌鼓风机等一系列先进设备,并一直沿用至今。由于新设备的出现和浮选法的应用,使得低品位含金硫化矿的处理也变得经济实用了,形成了直到现在仍占主流的逆流倾析(CCD)洗涤—锌置换提金工艺。

近一个世纪以来浮选法、氰化法、锌置换法等获得了迅速的发展。氰化法提金是目前国内外广泛使用的方法。

由于选冶技术的发展,促使世界黄金产量已突破每年 2000 t,1990 年 2132.17 t,2000 年为 2537.8 t。从 1978 年以来,黄金每年以 14%~16% 的幅度增产,1980—1985 年内黄金产量增加 63%,到 1990 年产量翻了一番。中国黄金年产量到 1998 年已进入世界产金大国前 5 位。

24.3.2 炭浆法的出现标志着提金技术进入一个新时代

炭浆法是用活性炭从氰化浸出矿浆中吸附提取已溶金的工艺方法,从而采用常规氰化法提金时,无需对矿浆进行液固分离、洗涤,大大简化了工艺流程。1949 年,在洪都拉斯 San Andreas 建成第一座日处理 250 t 矿石的炭浆厂;1950 年,Getchell 矿和北内华达州投产一座日处理 500 t 的炭浆厂,并于 1951 年获得炭浆工艺专利。

美国科罗拉多州的卡林选矿厂,于 1961 年将炭浆工艺用于小规模生产,其完善后的工艺于 1973 年用于美国南达科他州霍姆斯特克金矿选矿厂,日处理量达到 2250 t。此后,在美国、南非、菲律宾、澳大利亚、津巴布韦等国相继建立了几十座炭浆提金厂。

20 世纪 70 年代末期,中国开始研究炭浆法。自吉林赤卫沟金矿日处理 100 t 全泥氰化炭浆厂后,1983 年建成了乌拉嘎日处理 500 t 全泥氰化炭浆厂。1984 年 8 月,在河南灵湖金矿建成了另一座日处理 50 t 全泥氰化炭浆厂,此后,相继投产了十几座炭浆提金厂。目前,已遍及全国各地,达 60 多家。

与此同时,美国矿山局的 Zadra 等人研究了从载金炭上解吸金工艺(称为 Zadra 解吸

法)获得成功,即用氰化钠及苛性钠溶液从载金活性炭上解吸金。该工艺和活性炭再生活化窑(Kilm)的应用,使解吸后的贫炭可以重复使用,使得炭浆法更具有竞争优势,为20世纪80年代的广泛应用奠定了基础。

24.3.3 树脂矿浆法具有的优势

树脂矿浆法是用离子交换树脂从氰化浸出矿浆中提取已溶金的工艺方法。其优点:树脂比活性炭有更高的载金容量和吸附速度;机械强度高、耐磨损和抗挤压;不易被有机物、黏土所污染;解吸可在不高于60℃的常压下进行;不需要热再生。这意味着在同等规模的树脂浆厂和炭浆厂中,树脂投料量和吸附槽均会减少,解吸设备小,有利于降低投资和生产费用。

1949年,英国公司使用IR-4B型弱碱性阴离子交换树脂从碱性氰化液中提金获得成功。20世纪60年代,南非研究采用离子交换树脂从氰化物溶液和矿浆中提取金。1967年,苏联在穆龙套金矿建立大型离子交换树脂从氰化物溶液和矿浆中吸附金实验装置,1970年建厂投产。此后,苏联、加拿大、津巴布韦、南非等地建立了若干个树脂矿浆提金厂。

中国于1989年在安徽霍山东西金矿建成日处理量为50t的全泥氰化树脂矿浆提金厂,运转良好,并不断扩大与完善。新疆阿希金矿是中国第一座引进树脂提金技术的大型黄金矿山。采用的树脂提金工艺从浸前浓密、除屑、浸出、吸附和提取树脂等设备,全部使用国内炭浆厂的标准设备,树脂是采用南开大学化工厂生产的D301G大孔径弱碱性苯乙烯阴离子交换树脂。从载金树脂上回收金,是采用两段酸洗、硫脲解吸、电解工艺。生产实践证明,树脂提金工艺有其技术上的优越性。新型树脂的开发与应用成为树脂矿浆工艺向前发展的核心。目前,俄罗斯、南非、澳大利亚已开发出几种新型对金有选择性吸附的树脂。随着树脂提金技术的改进与完善,该工艺也会和炭浆法一样在世界各地推广应用。

24.3.4 助浸技术的应用与发展

具有代表性的助浸工艺是在浸出过程中使用氧化剂,由此延伸出了加氧炭浸工艺和加氧树脂浸出工艺。氧化剂能有效地提高金银浸出率,特别是对中含耗氧和耗氰化物高的硫化物矿石效果更加显著;氧化剂可加快浸出速度,缩短浸出时间,并提高浸出的选择性,降低氰化物消耗;使用氧化剂在浸出后能使部分氰化物分解,有利于后续的环境治理。近几年来,把在矿浆中充入空气改为充富氧,以提高矿浆中氧的溶解率作为强化浸出、改善浸出效果的方法,即富氧浸出提金工艺(CILO)。该工艺在国内外被广泛应用。实践证明,富氧浸出工艺只要8~16h就能得到与炭浸工艺(CIL)24h相当的浸出指标,金浸出率一般可提高1%~3%,可降低氰化钠用量10%~30%,从而提高浸出设备处理能力一倍以上,节省了建设投资,降低了生产成本。常用的助浸剂有 H_2O_2 , CaO_2 , BaO_2 , $KMnO_4$, $CaClO_3$ 等。

澳大利亚一家4000t/d规模的氰化厂采用 H_2O_2 助浸后,使金的浸出率提高9%,氰化钠耗量降低40%。南非东特兰士瓦的两个金矿氰化厂,采用 H_2O_2 助浸后,16h就能达到原浸出工艺24h所能达到的浸出指标,且浸渣含金从1.1g/t下降到0.3g/t,金浸出率提高了12%。中国东坪金矿、马鞍桥金矿在改扩建工程中采用富氧浸出工艺,既节省了设备投资,又降低了工程费用,同时还提高了金的浸出率。黑龙江省老柞山金矿用 H_2O_2 助浸取得较好效果,不仅节省氰化钠,而且明显地提高了金浸出率。添加 H_2O_2 后,氰化钠单耗降低0.5

kg/t,金浸出率提高 1.7%,每年创造了可观的经济效益。

由肯特(Hunt)首次提出用氨-氰体系浸出铜金矿石以来,该工艺得到了普遍关注。氨-氰浸金工艺是指在氰化时加入氨,生成铜氨配离子 $\text{Cu}(\text{NH}_3)_4^{2+}$,以此有利于金的浸出和铜沉淀形成,从而减少氰化物的消耗。美国和澳大利亚相继报道过用该体系成功地从各种铜金矿石中选择性浸出金的例子。中国胡家口金矿应用该技术取得了较好效果。

24.3.5 堆浸法的应用

目前,堆浸法已成为处理低品位金矿石成本最低的方法。自从 1970 年美国内华达州卡林第一个堆浸厂投产以来,目前堆浸技术不断改进提高,如制粒堆浸、环形堆浸台的连续堆浸、山谷充填式堆浸场、滴管喷淋技术等,使 0.1~0.3 g/t 金低品位矿石得到处理,堆浸矿堆的规模从万吨级到十万、百万吨级,金的总回收率可达 65%。

堆浸法在中国应用推广是在 20 世纪 80 年代初期。堆浸法的应用是开发利用氧化低品位金矿资源的一大突破。由于中国堆浸工艺研究及应用开展较晚,设备技术水平有限,分散小型生产较多。

24.3.6 难处理金矿石预处理工艺的研究与应用

难处理金矿石是指含砷、锑、碳等微细粒浸染型金矿石,金以显微和次显微的粒度赋存于硫化物和脉石中,常规氰化法金的浸出率很低。此类矿石需进行预处理才能利用。目前,主要的预处理方法有焙烧氧化法、热压氧化法、生物氧化法及化学氧化法等。

24.3.6.1 焙烧氧化

焙烧氧化法是难处理金矿石最传统的预处理方法。随着技术的进步和市场需求,此方法近年来得到新的发展。由于德国鲁奇(Lurgi)式循环沸腾焙烧炉和瑞典波立登公司密闭收尘系统在金矿石焙烧上的成功应用,焙烧氧化法得到迅速推广。以这种设备技术为依托,还产生了闪速焙烧和富氧焙烧等无污染焙烧新工艺。同时,还出现了固化焙烧工艺,使硫、砷在焙烧过程中生成不挥发的砷酸盐和硫酸盐,从而极大地减少了对环境污染。

波立登缺氧磁化焙烧工艺是在空气不足的条件下焙烧含砷金精矿,使原料中的铁生成四氧化三铁,并使砷挥发出来,达到收砷的目的。研究表明,采用此法可除去原料中 90%~98% 的砷。

帕特马(PTNMR)公司采用原矿循环沸腾炉焙烧处理高砷微细粒含金黄铁矿矿石,其焙烧系统主要由矿石干磨矿、循环沸腾焙烧、烟尘和尾渣处理三部分组成。采用该法可使金回收率达到 85%~90%。

中国湖南某高砷金精矿二段焙烧工艺扩大试验获得成功。该工艺在缺氧气氛下脱砷,在氧化气氛下脱硫,产出疏松多孔焙砂,使金的氰化浸出率达 90% 以上,且可以综合回收砷、硫。甘肃省某矿采用的是原矿固化焙烧提金工艺,以煤粉作为助燃剂,以矿石中的碳酸盐为固化剂,工业试验取得很大进展,与常规氰化浸出相比金的浸出率有了较大幅度的提高。微波焙烧技术近年来取得了很大进展。微波能选择性加热有用金属矿物,而且由于不同矿物对微波的吸收及线膨胀系数不同,使矿物产生裂纹,有助于降低处理能耗。

加拿大艾玛(EMR)微波技术公司已研制开发出一种应用微波技术处理难浸金精矿或矿石的工艺。此工艺通过微波加热金属矿物,促使氧化反应的进行,从而释放出金,有利于

氰化浸出。该公司已完成了中间试验和半工业试验。

中国微波焙烧技术研究开展的较早,对乌拉嘎金矿浮选金精矿进行了微波焙烧试验研究,取得了金的浸出率 90% 以上的理想指标。河北某金矿进行了规模为 30 t/d 的微波焙烧工业试验,在微波焙烧工业化方面进行了有益的尝试。

24.3.6.2 热压氧化

热压氧化可分为酸性热压氧化和碱性热压氧化两种工艺。与焙烧工艺相比,具有氧化速度快、不排放有害气体、减少了排液中重金属含量等优点。巴布亚新几内亚的 PJV (Porgera Joint Venture) 金矿采用的是酸性热压氧化提金工艺,经过多次扩建改造,目前日生产能力已经达到 2150 t (精矿硫质量分数为 14%)。

澳大利亚的德米尼奥 (Dominion) 矿物公司最近开发了超细磨 - 低温、低压氧化难处理金矿石技术。通过超细磨 ($5 \sim 15 \mu\text{m}$),使矿物表面活性提高,降低了氧化温度、压力,是比较有发展前途的一项提金技术。

中国“九五”科技攻关项目,对吉林省某金矿开展了原矿碱性热压氧化 - 氰化提金工艺研究。在常规氰化金的浸出率仅为 45% 的情况下,采用碱性热压氧化预处理后,金的氰化浸出率达 92% 以上。随着反应釜材质的优化以及热压氧化工艺的改进与完善,该项技术必将在中国得到推广应用。

24.3.6.3 生物氧化

生物氧化技术是近年来在处理黄金难选冶矿石领域迅速兴起的一项高新技术。该技术是利用自然界中的微生物,优选出嗜硫、铁的浸矿菌种,经过适应性培养、驯化,在适宜的环境下,利用微生物的直接作用和代谢产物的间接作用,直接和间接地氧化、分解硫化矿晶体,把金的包裹体——黄铁矿、砷黄铁矿破坏,使金充分暴露解离,为氰化提金创造了有利条件。同时,在生物氧化过程中产生的有害元素经石灰铁盐法沉淀后堆存,不会对环境和大气造成污染。

目前,在南非的费尔维 (Fairview) 和威奥瑞 (Vaal Reefs)、巴西的索本图 (Sao Bento)、澳大利亚的哈巴莱特 (Harbour Lights) 和威罗纳 (Wiluna)、美国的拜瑞克 (Barrick) 以及加纳的阿珊提 (Lonrbo Ashanti) 等已建成并投产了多座生物氧化提金厂。

中国的生物氧化提金技术发展较快,经过“九五”、“十五”期间的科技项目攻关,取得了多项具有完全独立知识产权的科技成果。2000 年 12 月,中国首家 50 t/d 生物氧化 - 氰化提金厂在山东烟台建成投产,开创了生物氧化工业生产的先河。2003 年 7 月,由中国自行研究设计、自行开发制造、自行施工建设的国家高技术产业化示范工程——辽宁天利金业公司 100 t/d 生物氧化提金厂建成投产。这标志着中国的生物氧化提金技术进入了国际先进行列。此后,又于 2005 年 7 月和 2005 年 11 月,分别在新疆阿西、江西德兴建成了两座生物氧化提金厂。目前,中国已成为世界上拥有生物氧化提金厂较多的国家之一。

24.3.6.4 化学氧化

化学氧化法是在矿浆体系中添加强碱性或强酸性氧化剂,通过控制一定的温度和压力,使得氧化反应得以进行,从而使金暴露解离,以达到氰化提金的目的。

A 硝酸氧化法

硝酸氧化法有瑞道克斯 (Redox) 法和尼巢克斯 (Nitrox) 法两种工艺。闵奥克 (Minpro)

工程公司对加拿大某矿的含砷尾矿进行了瑞道克斯(Redox)工艺可行性研究,确定了联合工艺流程。有人对采用瑞道克斯(Redox)工艺中产生的元素硫的处理问题进行了探讨,氧化渣经熟石灰处理后氰化,金浸出率达97%。中国对硝酸氧化法进行了长期试验研究,提出了催化氧化硝酸浸出法(COAL)。该工艺已在金翅岭金矿投入使用。

B 电化学氧化法

电化学氧化法是利用电极反应氧化黄铁矿或砷黄铁矿,使矿物生成砷酸铁和硫酸铁从而解离金。该法不会对环境产生污染,且氧化速度快。电化学法的电解质体系有硫酸、硝酸、盐酸等。文献报道含金黄铁矿和砷黄铁矿在电场的作用下,矿物的微观结构会发生变化,使矿物的孔隙率提高2~6倍,从而使金易于浸出。澳大利亚进行了砷黄铁矿电化学氧化试验研究。结果表明:在0.22 mol/L硝酸浓度,20~80℃温度范围内,通过控制阳极电位,可以避免元素硫的产生。文献研究认为,电化学能够强化难浸矿石和精矿中的硫化矿物分解过程,可保证金的回收率大幅提高。

C 氯化氧化法

液氯化或次氯酸盐氧化是碳质难处理金矿石的有效处理方法。对卡林型碳质金石进行半工业试验表明,用次氯酸钠预处理后金的氰化浸出率由不经预处理直接氰化时的6%~32%提高到90%以上。Goay等人提出一种双氧化法处理含碳质黄铁矿金矿石,先在80~86℃用空气氧化,然后再用氯气氧化,使黄铁矿和碳质物分别氧化。经双氧化后,矿石金的氰化浸出率可提高到85%以上。

24.3.7 非氰提金技术研究

由于氰化物剧毒,用无毒或毒性较小的浸金剂来取代氰化物的研究,近年来已有了很大进展,开发的浸出剂包括硫脲、氯气、溴、碘、氨、硫代硫酸盐、硫代氰酸盐等。而较具工业应用意义的还属硫脲和溴。

硫脲浸金的研究已有数十年的历史,阻碍其工业应用推广的问题是药剂耗量高;浸出矿浆为酸性,浸出设备需防腐;缺乏从硫脲溶液中有效回收金、银的有效方法;与氰化提金相比,不具经济优势。因此,目前仅限于小规模工业应用(处理高品位精矿)。最近,爱尔兰闵迈特(Minmet)公司研究出了用硫脲浸金的新工艺。该工艺在吸附、回收和溶液循环使用等方面都进行了重大改进。通过控制浸出液的关键参数和消除不可逆分解产品来减少硫脲的损耗;通过选择性地改进浸出液的特殊性质来提高浸出和沉淀效率(在很高的酸度下,用稀硫脲浸出是快而经济的)。该工艺适用于处理各种品位的矿石,与氰化法相比,电力消耗低,试剂用量少,节省了环境治理费用,适合于小规模矿山应用。

溴化提金,很有可能成为一种替代氰化提金的最有前途的浸出工艺。格瑞特雷克(GreatLake)化学公司,为了评价溴与氰化物浸金的效果,对溴化提金工艺进行了系统的研究。结果表明:作为金的浸出剂,溴优于氰化物,主要体现在以下几个方面:(1)价格便宜,药剂可循环使用。(2)浸出率高,浸出速度快。(3)在低浓度时无毒,无腐蚀性。(4)从溶液中提金简便。为了填补溴化提金技术的空白,该公司一直在进行研究工作。虽然溴的应用目前尚处在较初级阶段,但随着时间的推移,溴化提金工艺会逐渐被人们认识和接受,工艺的优点也将通过工业生产得到验证。

中国自20世纪80年代至今,从未间断过对非氰提金技术的研究,从小型试验到工业试

验积累了许多有益的经验,相信在不远的将来非氰提金技术必定会有新的突破。

24.3.8 黄金精炼工艺的进展

黄金精炼是整个黄金生产过程中十分重要的环节。精炼工艺技术选择的是否合理,直接关系到黄金产品的质量和金的总回收率。因此,国内外黄金生产企业对黄金精炼给予高度重视,研究开发出了多种高效、先进的精炼工艺和设备,极大地促进了黄金精炼技术的发展。

山东国大黄金股份有限公司采用的是酸化还原电解精炼工艺。金、银产品纯度分别达到 99.99% 和 99.97%。广东高要河台金矿采用的是溶剂萃取精炼工艺,经多年的生产实践表明,该工艺技术成熟,稳定可靠,不仅产品质量高,而且金的回收率可达 99.9% 以上。中国黄金矿业集团夹皮沟黄金矿业有限公司采用的是氯氨净化精炼工艺,取代了原有的火法冶炼工艺,既改善了冶炼环境,又提高了冶炼回收率,产品质量稳定在国家 Au-1 金标准。

瑞典波立登(Boliden)公司发明的贵金属精炼工艺在国际上推广较快。中国的中金黄金股份有限公司、山东黄金集团有限公司、山东招金集团有限公司先后引进了该项技术。生产实践证明,波立登金、银精炼技术具有如下优点:

- (1) 工艺流程短,自动化程度高,安全可靠,产品质量稳定;
- (2) 可处理各种原料(如合质金、金泥、含金重砂),进料灵活,规模可大可小;
- (3) 处理时间短,生产系统中无滞留金,无环境污染;
- (4) 回收率高,生产成本低,只消耗少量盐酸和氯气。在工艺引进吸收的同时,企业根据自身生产特点对工艺进行了改进与创新,使其更具技术优势。

日本采用了一种碘精炼工艺,其优点是:

- (1) 不产生废气和废水;
- (2) 工艺只用电能操作;
- (3) 精炼速度比电解法快约 3~5 倍;
- (4) 可获得高于 99.99% 的金。

丹佛(Denver)矿山工程公司采用的是氯化精炼工艺。该工艺的优点是:

- (1) 投资和生产成本低;
- (2) 处理速度快;
- (3) 回收率高,损耗小于 0.1%;
- (4) 操作相对简单,系统内几乎没有存金。

混汞法提金简介

混汞法是利用汞与金粒接触时,由于汞对金粒有良好的润湿性,起初形成固溶体,其后形成 Au_3Hg 、 Au_2Hg 、 AuHg_2 等化合物,称为汞膏,而与其他难以为汞湿润形成汞膏的脉石如硫化矿、氧化矿等分开,从而把金从含金的矿石中提取出来的方法,被称为混汞法。

银若以游离状态存在于矿石中,汞也能湿润银,形成银汞膏,故混汞法也能提取银。如果银不以游离状态存在,而以化合物存在,则在混汞时,需加入还原剂,使银还原方可。

混汞法是一种古老的提金方法。它的优点是设备简单,操作方便,回收率也较高。到 20 世纪 50 年代,世界产金量的 28% ~ 40% 是用混汞法生产的。近 100 年来,由于氰化法提金的迅速发展,混汞法的作用有所降低。在中国,混汞法曾是处理砂金矿、重选精矿和回收岩金矿中粗金粒的重要方法,在黄金生产中曾占有重要地位。

由于汞对环境会造成污染,一些国家(如美国和俄罗斯)已经限制汞的使用。各国对混汞都有严格规定。中国也已明令禁止采用混汞法提金,故本书不作详细介绍。

氰 化 法

氰化法是以碱金属氰化物(KCN、NaCN)的水溶液做溶剂,在有氧存在的条件下,浸出矿石中的金、银。

由于氰化法可从矿石、精矿和尾矿中选择性地浸金,对矿石类型适应性广,方法简便而又经济,同时具有成本低,回收率高等一系列优点,因而该法在黄金生产中得到了广泛应用,至今仍是提金的主要方法。

早期氰化法的研究和工业生产主要使用氰化钾。后来的实践表明,氰化钠对金、银的浸出速度大于氰化钾,且氰化钠货源广,价格也便宜,故近代氰化法生产几乎普遍使用氰化钠(甚至氰化钙)作为溶剂。

氰化钠为无色透明的晶体,通常由于含有某些杂质而呈灰黄色,性极毒,易溶于水。它在水中的溶解浓度达30%以上,远远超过氰化实践中所需要的任何浓度。当含氰化物的溶液酸性时,氰化物即分解呈无色、极毒的氰氢酸(沸点26℃)而挥发,故氰化均须在碱性溶液中进行。氰氢酸为弱酸,在水中很难电离,故不起溶解金的作用。

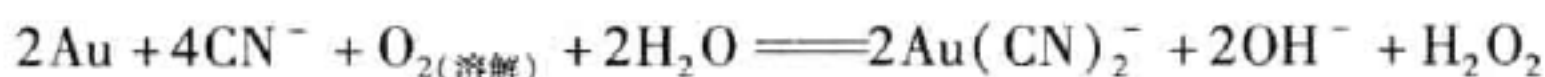
26.1 氰化法的理论基础

26.1.1 氰化过程热力学

对金、银在氰化物溶液中的溶解,曾经提出了许多理论,现在普遍认为金、银的氰化过程基本上是按博德兰德(Bodländer, 1898年)的过氧化氢理论进行的。金、银在氰化物溶液中的溶解,主要通过以下两种方式进行。

(1) 金溶解反应分两阶段完成。

第一阶段,溶解金同时产生过氧化氢:



$$\Delta G_{298}^\ominus = -106.24 \text{ kJ}, \text{平衡常数 } K = 4.17 \times 10^{18}$$

第二阶段, H_2O_2 再用于溶解金:



$$\Delta G_{298}^\ominus = -300.46 \text{ kJ}, K = 4.36 \times 10^{52}$$

与金的反应类似,银的两阶段反应为:

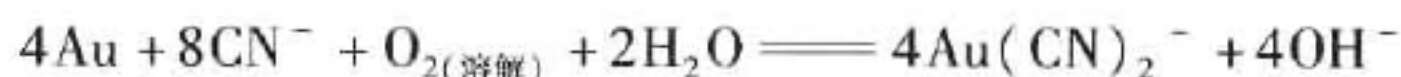


$$\Delta G_{298}^\ominus = -48.35 \text{ kJ}, K = 2.95 \times 10^8$$



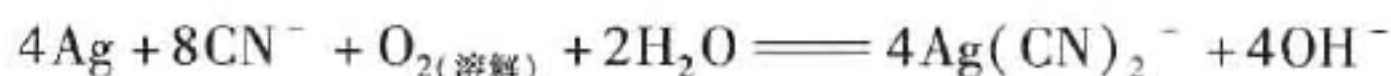
$$\Delta G_{298}^{\ominus} = -242.57 \text{ kJ}, K = 3.16 \times 10^{42}$$

(2) 一步溶金、银反应。一步溶金反应为:



$$\Delta G_{298}^{\ominus} = -406.70 \text{ kJ}, K = 1.82 \times 10^{71}$$

与金的反应类似,银的一步溶金反应为:

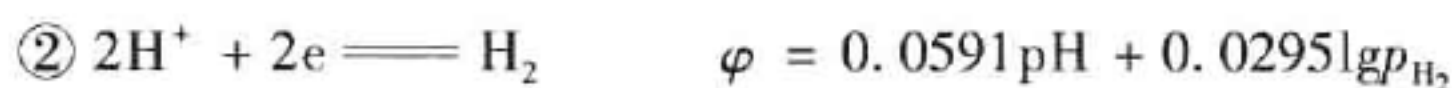
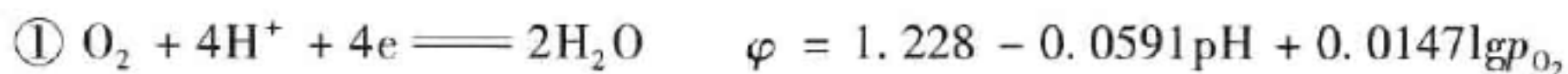


$$\Delta G_{298}^{\ominus} = -290.92 \text{ kJ}, K = 9.33 \times 10^{50}$$

两阶段反应的加和,就是一步溶金反应。研究证明,有 85% 的金是通过两段反应溶解的,仅有 15% 的金是一步溶解的。两种溶解形式都很容易进行。工业上氰化钠、氰化钾、氰化钙等都可用做氰化剂,但氰化钠最便宜,所以常用 NaCN。

在接近工业条件下的氰化物溶解 Au(Ag) 过程,可用 Au(Ag) - CN⁻ - H₂O 系 φ - pH 图来进行热力学分析,如图 26-1 所示。

图 26-1 中①线和②线之间为水的稳定区。



电位高于①线,水会分解出氧气。①线也是气体 O₂ 在水中氧化电位平衡线。

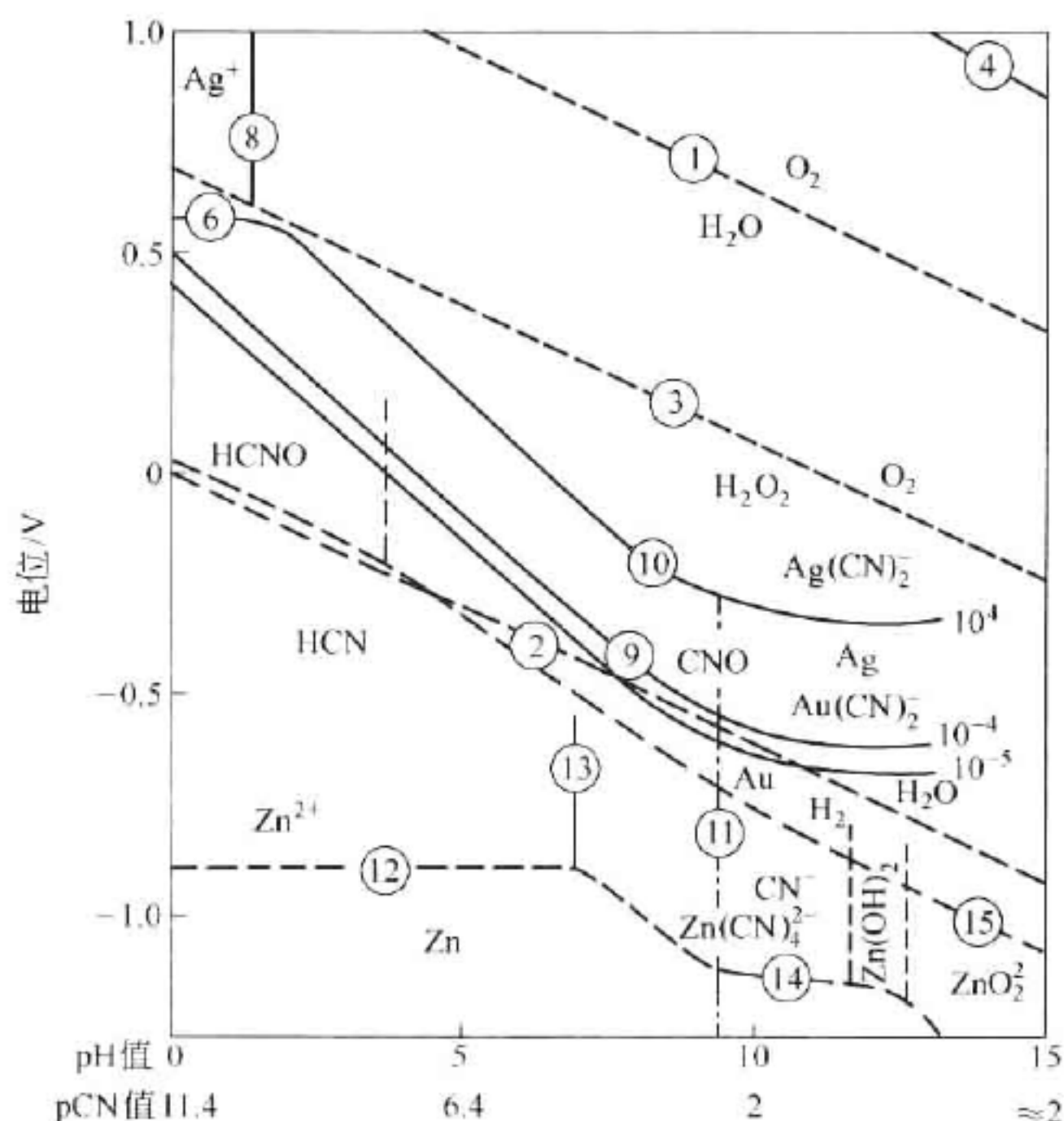
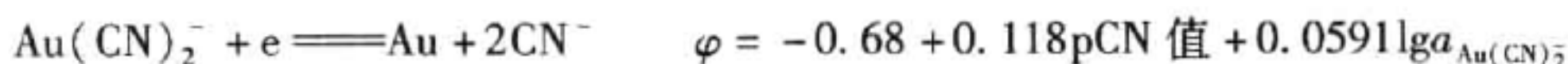


图 26-1 Au(Ag) - CN⁻ - H₂O 系 φ - pH 图

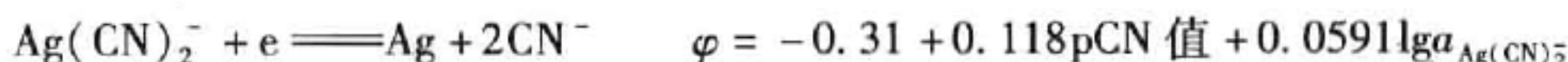
($t = 25^\circ\text{C}$, $p_{\text{O}_2} = p_{\text{H}_2} = \text{大气压}$; $[\text{CN}^-]_{\text{总}} = 10^{-2} \text{ mol/L}$)

$$a_{\text{Au}(\text{CN})_2^-} = 10^{-4} \text{ mol/L}; a_{\text{Ag}(\text{CN})_2^-} = 10^{-4} \text{ mol/L}; a_{\text{Zn}(\text{CN})_4^{2-}} = 10^{-2} \text{ mol/L}$$

而电位低于②线,水会产生氢气,②线是气体 H₂ 在水中电位平衡线。⑨线为 Au 溶于 NaCN 溶液中的平衡线,存在下列关系:



⑩ 线为 Ag 溶于 NaCN 溶液中的平衡线,有下列关系存在:



图中横坐标,既代表 pH 值,也可代表 pCN 值。pH 值与 pCN 值的关系,可用下式换算:

$$\text{pH 值} + \text{pCN 值} = 9.4 - \lg A + \lg(1 + 10^{\text{pH 值} - 9.4})$$

以 $A = a_{\text{CN}^-} + a_{\text{HCN}} = [\text{CN}^-]_{\text{总}} = 10^{-2} \text{ mol/L}$ 代入上式,化简可得方程:

$$\text{pCN 值} = 11.4 + \lg(1 + 10^{\text{pH 值} - 9.4}) - \text{pH 值}$$

于是画出⑨和⑩曲线。

由图 26-1 可以看出:

(1) 用氰化物溶液溶解金、银,生成的络合物离子还原电位,比游离金、银离子的还原电位低得多,所以氰化物是金、银的良好溶剂和络合剂。

(2) 金、银被氰化物溶液溶解而生成络合物离子的反应线⑨、⑩,几乎都落在水的稳定区,即线①与线②之间。这说明金、银的络合物离子、 $\text{Ag}(\text{CN})_2^-$ 在水溶液中是稳定的。

(3) 金的游离离子的还原电位高于银离子,但金的络合物离子的还原电位则低于银络合物离子。这说明氰化物溶液溶金易于溶银。

(4) 在 pH 值为 9~10 的范围内,金、银络合物离子的电极电位,随 pH 值的升高而降低。说明在此范围内,提高 pH 值,对溶解金、银有利;但大于该范围,它们的电极电位几乎不变,pH 值对溶解金、银无影响。

(5) 氰化物溶金的曲线⑨及其下边的平行曲线说明,在 pH 值相同时,金的络合物离子的电极电位,随络离子活度降低而降低。银也具有同样的规律。

(6) 反应⑨、⑩线均在①线之下,说明 $\text{O}_2/\text{H}_2\text{O}$ 是推动金、银溶解的氧化剂;同理 $\text{O}_2/\text{H}_2\text{O}_2$ 也是如此。

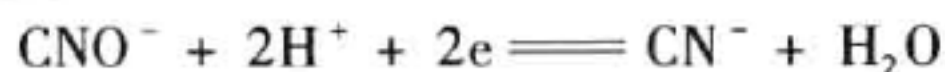
(7) 反应⑨与反应①或③组成溶金原电池,其电动势是与相应曲线间的垂直距离。当 pH 值为 9.4 时,垂直距离最大,也就是说,就热力学而言,此时的化学势最大,故氰化溶金一般控制的 pH 值在 9~10 之间。

(8) 反应⑨中 $a_{\text{Au}(\text{CN})_2^-} = 10^{-5} \text{ mol/L}$ 的曲线与②线相交,在相交的范围内,线⑨位于线②之下,在此范围内可以产生溶金过程并放出氢气:



在此范围之外,则上述反应为逆反应,即 $\text{Au}(\text{CN})_2^-$ 可被 H_2 还原,析出金属金。

(9) 线⑮表示下一反应:



氰化过程中,如用过强的氧化剂,如线③所示的 $\text{H}_2\text{O}_2/\text{H}_2\text{O}$,则会使 CN^- 氧化成 CNO^- ,这将导致氰化物消耗的增加。因此,氰化溶金一般不用双氧水作氧化剂,这是其原因之一。

(10) 线⑪表示,pH 值在该线左边范围内, CN^- 转化为 HCN ,这不仅使氰化物损失,且污染环境。

(11) 反应⑫、⑬、⑭对分析用锌粉从含金的氰化液中沉淀金,很有意义,这将在以后讨论。

26.1.2 氰化过程动力学

金、银在氰化物溶液中的溶解机理,本质上是一个电化学腐蚀过程。

研究证明:金溶解速度在低氰化物浓度范围内随氰化物浓度增加而提高(见图 26-2), 氰化物浓度增加到某一极限值时,溶金速度不再提高。溶液中氧浓度的影响则有另外的特征:在低氰化物浓度下,金溶解速度与氧压无关(两线重合);在高氰化物浓度时,则随氧压增加,溶解速度增加。换言之,反应速度在高氧浓度时取决于氰化物离子通过扩散层向阳极区的扩散;在高氰化物浓度时,则取决于氧通过扩散层向阴极区的扩散。在固定的氧压下,反应速度随着氰化物浓度增高而增高,最后接近稳定值,即该氧压下的极限速度。该稳定值与氧压成正比。

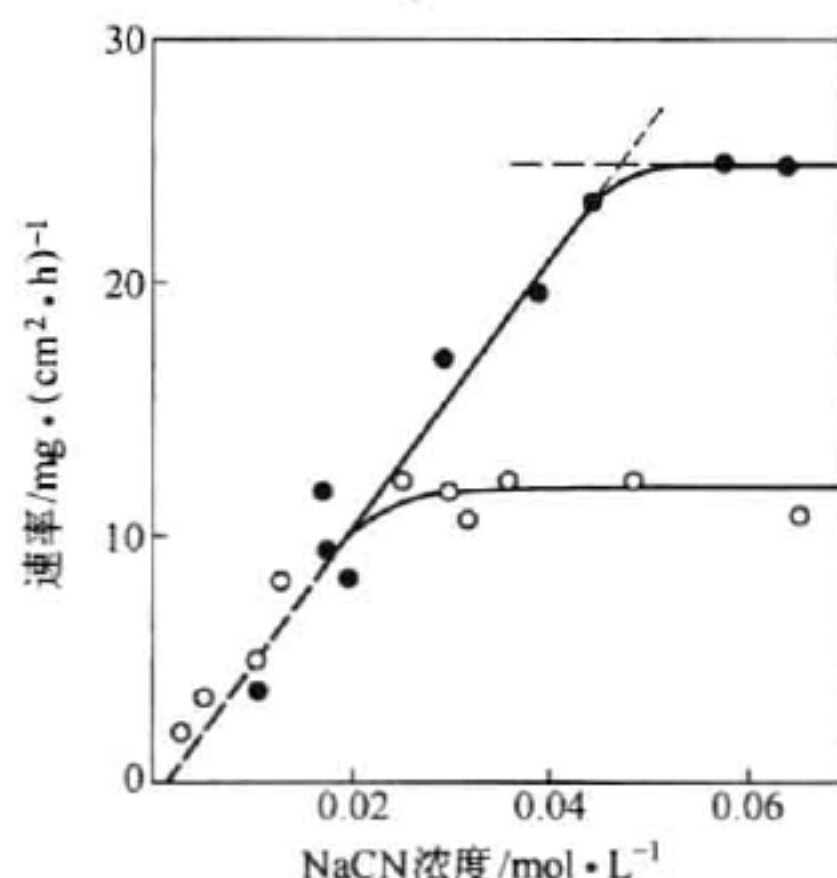


图 26-2 氰化浓度和氧分压对金溶解速率的影响(温度 24℃)

○—氧分压 $3.4 \times 10^5 \text{ Pa}$; ●—氧分压 $7.4 \times 10^5 \text{ Pa}$

研究查明,金氰化反应速度常数 K 与温度 T 的关系式为:

$$\lg K = -3.423 - \frac{762}{T}$$

相应的活化能为 15 kJ/mol。在高氰化物浓度下活化能更低,约为 6 kJ/mol。说明氰化过程属于典型的扩散控制过程。

在氰化电化腐蚀系统中,影响阴、阳极极化最大的因素是浓差极化,而浓差极化由菲克定律确定。

在阳极液中, CN^- 向金粒表面扩散速度 (mol/s) 为:

$$\frac{d[\text{CN}^-]}{dt} = \frac{D_{\text{CN}^-}}{\delta} A_2 ([\text{CN}^-] - [\text{CN}^-]_i)$$

式中 D_{CN^-} —— CN^- 的扩散系数, cm^2/s ;

A_2 ——阳极区的表面积, cm^2 ;

δ ——扩散层厚度, cm;

$[\text{CN}^-]$ ——扩散层外 CN^- 的浓度, mol/L;

$[\text{CN}^-]_i$ ——扩散层内 CN^- 的浓度, mol/L。

由于化学反应速度很快,所以 $[\text{CN}^-]_i$ 趋于零,则:

$$\frac{d[\text{CN}^-]}{dt} = \frac{D_{\text{CN}^-}}{\delta} A_2 [\text{CN}^-]$$

在阴极液中, O_2 向金粒面扩散速度为:

$$\frac{d[O_2]}{dt} = \frac{D_{O_2}}{\delta} A_1 ([O_2] - [O_2]_i)$$

式中 D_{O_2} —— O_2 的扩散系数, cm^2/s ;

A_1 ——阴极区的表面积, cm^2 ;

$[O_2]$ ——扩散层外 O_2 的浓度, mol/L ;

$[O_2]_i$ ——扩散层内 O_2 的浓度, mol/L 。

由于化学反应速度很快,所以 $[O_2]_i$ 趋于零,则:

$$\frac{d[O_2]}{dt} = \frac{D_{O_2}}{\delta} A_1 [O_2]$$

由反应式:



可知,金的溶解速度为氧的消耗速度的2倍,为氰的消耗速度的1/2。以 $v_{\text{金}}$ 表示金的溶解速度,与水相接触的金属总面积 $A = A_1 + A_2$,当溶液中氰化物的浓度 $[CN^-]$ 很低时:

$$v_{\text{金}} = \frac{1}{2} \times \frac{AD_{CN^-}}{\delta} \times [CN^-]$$

令:

$$\frac{1}{2} \times \frac{AD_{CN^-}}{\delta} = K_1$$

则:

$$v_{\text{金}} = K_1 [CN^-]$$

这就是说,当氰化物浓度很低时,溶金速度只随氰化物浓度 $[CN^-]$ 而变,当溶液中氰化物浓度很高时:

$$v_{\text{金}} = 2 \times \frac{AD_{O_2}}{\delta} [O_2]$$

令:

$$2 \times \frac{AD_{O_2}}{\delta} = K_2$$

则:

$$v_{\text{金}} = K_2 [O_2]$$

结果表明,当氰化物浓度很高时,溶金速度取决于氧的浓度。

当氰化物浓度处于从氰化物扩散控制过渡到由氧扩散控制(即图26-2曲线弯折点)时,上两式都有效。得到:

$$v_{\text{金}} = 2 \times \frac{D_{O_2}}{\delta} A_1 [O_2] = \frac{1}{2} \times \frac{D_{CN^-}}{\delta} A_2 [CN^-]$$

此时获得极限溶金速度。

如 $A_1 = A_2$,且两极扩散层厚度 δ 也相等时,则有:

$$D_{CN^-} [CN^-] = 4D_{O_2} [O_2]$$

即:

$$\frac{[\text{CN}^-]}{[\text{O}_2]} = 4 \frac{D_{\text{O}_2}}{D_{\text{CN}^-}}$$

扩散系数(D_{O_2} 、 D_{CN^-})的数值,可从表 26-1 查出。

表 26-1 扩散系数值

温度/℃	$w(\text{KCN})/\%$	$D_{\text{CN}^-}/\text{cm} \cdot \text{s}^{-1}$	$D_{\text{O}_2}/\text{cm} \cdot \text{s}^{-1}$	$\frac{D_{\text{O}_2}}{D_{\text{CN}^-}}$
18		1.72×10^{-3}	2.54×10^{-5}	1.48
25	0.03	2.01×10^{-3}	3.54×10^{-5}	1.76
27	0.0175	1.75×10^{-3}	2.20×10^{-5}	1.26
平均值		1.83×10^{-3}	2.76×10^{-5}	1.5

如都取平均值,则:

$$D_{\text{O}_2} = 2.76 \times 10^{-5} \text{cm}^2/\text{s}$$

$$D_{\text{CN}^-} = 1.83 \times 10^{-5} \text{cm}^2/\text{s}$$

平均比值为:

$$\frac{D_{\text{O}_2}}{D_{\text{CN}^-}} = \frac{2.76 \times 10^{-5} \text{cm}^2/\text{s}}{1.83 \times 10^{-5} \text{cm}^2/\text{s}} = 1.5$$

则在氰化液中, $[\text{CN}^-]$ 、 $[\text{O}_2]$ 的最佳比值为:

$$\frac{[\text{CN}^-]}{[\text{O}_2]} = 4 \times 1.5 = 6$$

这个比值的意义在于,无论是溶液中的 O_2 或 CN^- ,对氰化物溶金都是重要的。两者的浓度应符合一定的比值,才能使金的溶解速度达到最大。生产中如果只致力于提高溶液中 $[\text{O}_2]$ 的浓度,而溶液中缺少游离氰化物,则金的溶解速度不会达到最大值;相反,只提高氰化物浓度 $[\text{CN}^-]$,不进行适当的充气,过量的氰只是一种浪费。

例如:在室温和大气下,1L 水中能溶解 8.2 mL O_2 ,相当于 $0.27 \times 10^{-3} \text{mol/L}$,因此,溶金的最大速度应出现在 KCN 浓度等于 $6 \times 0.27 \times 10^{-3} \text{mol/L}$,或质量分数在 0.01% 时。

金、银在氰化物溶液中的溶解速度最大时 $[\text{CN}^-]/[\text{O}_2]$ 见表 26-2。

表 26-2 金、银在氰化物溶液中的溶解速度最大时 $[\text{CN}^-]/[\text{O}_2]$

金 属	温度/℃	$p_{\text{O}_2}/\text{kPa}$	$[\text{O}_2]/\text{mol} \cdot \text{L}^{-1}$	$[\text{CN}^-]/\text{mol} \cdot \text{L}^{-1}$	$\frac{[\text{CN}^-]}{[\text{O}_2]}$
金	25	100	1.28×10^{-3}	6.0×10^{-3}	4.69
	25	21	0.27×10^{-3}	1.3×10^{-3}	4.86
	25	100	1.28×10^{-3}	8.8×10^{-3}	6.8
银	24	748	9.55×10^{-3}	56.0×10^{-3}	5.85
	24	340	4.35×10^{-3}	25.0×10^{-3}	5.75

从表 26-2 看出, $\frac{[\text{CN}^-]}{[\text{O}_2]}$ 在 4.6 ~ 6.8 的范围内,该值与理论比值 6 接近。

26.1.3 影响金氰化浸出的因素

26.1.3.1 氰化物浓度和氧浓度

金、银溶解时,所需的氰化物和氧的浓度是成比例的,1 mol 氧需 4 mol 的 CN^- 。在室温和大气下,浸金的最佳游离氰化物的质量分数约 0.01%,溶银约 0.02%。空气所饱和的氰化液中氧的质量浓度为 8.2 mg/L。实际上,在大多数情况下,生产中采用的氰化物溶液质量分数为 0.02%~0.05%,或者还高一些。这是因为金矿石中含有许多在氰化溶液中可溶性伴生矿物,使部分氰化物和溶解氧消耗于这些副反应。

在氰化物质量分数低于 0.05% 时,由于氧在溶液中的溶解度较大,以及氧和氰化物在稀溶液中的扩散速度较快,金的溶解速度随氰化物浓度的增大而直线上升到最大值;而后,随着氰化物浓度的增大而金的溶解速度上升缓慢;当氰化物质量分数超过 0.15% 后,再增大氰化物浓度,金的溶解速度不再增加。

为了提高氧在溶液中的浓度,强化金的浸出过程,可以通过渗(溶)氧溶液或在高压下进行氰化浸出。在氧气分压为 $7 \times 10^5 \text{ Pa}$ 时,金的溶解速度,要比常规条件下提高数十倍,金的回收率可提高 15% 左右。一般情况下,当进行渗滤氰化、金精矿氰化和循环使用贫液浸出时,可采用较高的氰化物浓度;而在全泥氰化和矿石中氰化可溶杂质含量较低时,应该采用较低的氰化物浓度。

26.1.3.2 搅拌速度

溶金过程在大多数情况下,都具有扩散特征,因此,所有加速 CN^- 和 O_2 扩散的因素,都应当是强化氰化过程的有效途径。

扩散速度随搅拌速度增加而提高,因此,在激烈搅拌时可大大提高金、银溶解速度。这一重要结论已广泛用于金的氰化浸出实践。

26.1.3.3 杂质的影响

向氰化溶液中加入某些元素,能加速金的溶解。如在一定的条件下,加入少量铅、铊、汞和铋,能提高金的溶解率。少量硝酸铅可成为溶解金的增效剂。但铅的大量存在,特别是在 pH 值高的情况下,会在金粒的表面生成 $\text{Pb}(\text{CN})_2$ 薄膜而抑制金的溶解。硫离子的存在,会在金粒表面生成一层不溶的硫化亚金薄膜,而使金难于溶解,或者与氰化物生成对金不起溶解作用的硫代氰酸盐而消耗氰化物。

氰化处理浮选金精矿时,由精矿带入氰化液中的黄药和黑药同样会降低金的溶解速度。某氰化厂氰化液中的黄药质量浓度由 33 mg/L 增加至 110 mg/L,金的氰化浸出率由 74.2% 下降至 55.6%。这主要是由于金粒表面为黄原酸金薄膜覆盖之故。为提高金的回收率,浮选精矿或尾矿在氰化前必须进行脱药,通常由洗涤和浓缩作业完成。

矿石中存在的碳以及硅、铝、铁等的氢氧化物均对金具有吸附作用,对氰化作业均有不利影响。

26.1.3.4 pH 值的影响

氰化作业需加入一定量的碱以防止氰化物的水解损失。但碱量过多,pH 值过高时,金的溶解速度会明显降低。这是由于在高 pH 值情况下,氧的反应动力学对金的溶解很不利。另外,在钙离子存在下,pH 值增高时,会因在金矿物表面生成过氧化钙薄膜而阻碍金的

溶解。

众多研究表明,金氰化浸出的最佳 pH 值为 9.4。实际生产作业的最佳 pH 值可选在 9.4 ~ 10 之间。

26.1.3.5 温度

温度从两个方面影响氰化过程,一方面,提高温度使扩散系数增大和扩散层减薄,可加速化学反应速度。通常温度每升高 10℃,溶解速度增加近两倍;另一方面,温度升高会降低氧在矿浆中的溶解度,从而降低矿浆中氧的浓度。当矿浆温度接近 100℃ 时,氧的溶解度已降到近于零。总的来说,金的最高溶解速度在温度约 85℃ 时达到最高,如温度再增高,就会因氧的溶解度减少而降低金的溶解速度;加速氰化物的水解和氰化液的蒸发,污染环境。因此,工业上一般不对氰化矿浆进行加热,即使在冬天也只采取保温措施,使矿浆保持室温 (15 ~ 20℃)。

26.1.3.6 金粒大小和形状的影响

金矿物粒度的大小和形状是影响氰化速度的最重要因素之一。氰化过程中,通常依据氰化作业的特点将金矿物分为 3 种粒级:大于 74 μm (200 目) 为粗粒金,37 ~ 74 μm (200 ~ 400 目) 为细粒金,小于 37 μm (400 目) 为微粒金。有时将大于 495 μm (32 目) 的金粒称为特粗粒金。由于粗粒金完全溶解的时间很长,以致使用氰化提金不合算。此外,在磨矿时,金粒具有很强的韧性,不能和其他矿物一样被磨到需要的细度。对于这部分金,宜于用重选或混汞法等辅助方法回收,以免在氰化中,延长浸出时间,或者因为粗粒金浸出不完全而使金损失在氰化尾矿中。另外,在闭路磨矿系统中,粗粒金很容易在矿浆循环过程中富集和沉积在磨矿机衬板和介质上,因此,如可能也可将氰化物加到磨矿机中,延长氰化浸出时间,使粗粒金溶解完全。

对于粒度介于 70 ~ 1 μm 的细粒金,在浸出前经过磨矿,一般都能够得到单体解离或从载体矿物中暴露出来,用氰化法处理可以取得很好的效果。在工业生产中,金粒的暴露情况与磨矿细度相关,磨矿粒度越细,金粒的暴露越完全,浸出速度就越快。氰化时,合理的磨矿细度,应通过试验,对金的实际浸出效果与磨矿费用、药剂消耗等因素进行综合分析确定。一般地说,金粒度均匀、微细粒金较少的矿石适于粗磨。全泥氰化要求的矿石粒度,往往比浮选金精矿氰化的粒度要粗些。中国氰化厂,精矿磨矿细度大多要求 -0.043mm (325 目) 占 80% ~ 95%,而全泥氰化的磨矿细度多数控制在 -0.043mm (325 目) 占 60% ~ 80%。

在矿石中,金粒的形状有浑圆状、片状、脉状或树枝状、内孔穴和其他不规则形状。浑圆状的金具有较小的比表面,浸出速度比较慢。其他形状的金都比浑圆状的金具有较大的比表面,浸出速度一般较快。片状的金,表面积不随浸出时间延长而降低,所以在浸出过程中金的浸出速度接近一致;有内孔穴的金粒经过一段时间浸出后,内孔穴的表面积增加,金的溶解速度也就越来越快。

26.1.3.7 矿浆浓度和矿泥含量的影响

矿浆浓度和矿泥含量会直接影响金的溶解速度。矿泥含量高和矿浆浓度大,则矿浆黏度增高,对金粒与溶液间的相对流动会产生阻碍作用,影响金粒与溶液的接触和溶液中有效组分的扩散速度,使金的溶解速度降低。在一般情况下,氰化矿浆浓度应不大于 30% ~ 33%。当矿浆中含有较多的矿泥时,氰化矿浆浓度应小于 22% ~ 25%。

在矿浆中,矿泥分原生矿泥和次生矿泥两种。原生矿泥主要是矿床中的高岭土一类的矿物($\text{Al}_2\text{O}_3 \cdot 2\text{SiO}_2 \cdot 2\text{H}_2\text{O}$)和赭石($\text{Fe}_2\text{O}_3 \cdot n\text{H}_2\text{O}$)。次生矿泥是在采矿、选矿和运输等生产过程中,尤其是磨矿时生成的一些极细微石英、硅酸盐、硫化物和其他金属矿粉末。为了改善氰化条件,在生产中应该尽量避免原生矿泥的进入和次生矿泥的生成。

矿泥会增大矿浆的黏度,使后续的浓缩、过滤、洗涤作业发生困难。

26.1.4 氰化物水解和保护碱

浸金所用的氰化物是弱酸(HCN)和强碱(KOH 、 NaOH 、 $\text{Ca}(\text{OH})_2$)生成的盐(如 NaCN),因此,氰化物在用水溶解时,会水解并形成挥发性的氢氰酸和氢氧根。



氰化物水解不仅会损失氰化物,而且 HCN 还会污染环境。

氰化物水解率与 OH^- 浓度有关,即与 pH 值有关。 NaCN 的水解率与 CaO 浓度的关系见表26-3。由表26-3看出,氰化物的水解率随氰化物浓度降低而急剧增加,而随 CaO 浓度增加而降低,即使加入的碱浓度不高,水解率也大幅度下降。

在生产实践中采用的氰化物浓度下,水解率可达很大数值(5% ~ 10%)。

表 26-3 NaCN 的水解率与 CaO 浓度的关系

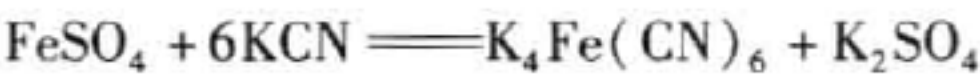
$w(\text{NaCN})/\%$	NaCN 浓度/ $\text{mol} \cdot \text{L}^{-1}$	$w(\text{CaO})/\%$		
		0	1	5
		$w(\text{NaCN})/\%$		
0.5	10.20×10^{-2}	1.1	0.32	0.07
0.2	4.08×10^{-2}	1.7	0.34	0.07
0.1	2.04×10^{-2}	2.5	0.35	0.07
0.05	1.02×10^{-2}	3.5	0.35	0.07
0.02	0.408×10^{-2}	5.4	0.35	0.07
0.01	0.204×10^{-2}	7.6	0.35	0.07
0.005	0.102×10^{-2}	10.5	0.35	0.07
0.002	0.041×10^{-2}	16.1	0.35	0.07

在氰化过程中,须加入碱(CaO 或 NaOH)来保护氰化物免受水解,故称之为保护碱。

保护碱的加入量,从氰化过程 $\varphi - \text{pH}$ 图(见图26-1)来看,只要维持 pH 值大于9.4即可。最佳的加碱量以控制 pH 值为准,要通过试验来确定。生产中通常用石灰调整氰化矿浆 pH 值,控制 CaO 的质量分数为0.03% ~ 0.05%左右。

保护碱除抑制氰化物水解外,还可以中和氰化过程中产生的酸,以防止酸与氰化物作用生成 HCN 挥发。

另外,矿浆中的黄铁矿氧化时,除可能产生硫酸外,还可能产生硫酸亚铁,从而导致氰化物的化学损失:



氰化物液中如有足够的氧,可使 FeSO_4 转变成 $\text{Fe}_2(\text{SO}_4)_3$,如果加有保护碱,则生成 $\text{Fe}(\text{OH})_3$ 沉淀,而 $\text{Fe}(\text{OH})_3$ 是不与氰化物作用的,从而防止了由于黄铁矿存在而引起氰化物

的消耗。

另外,在矿浆浓缩时 CaO 还起着凝聚剂的作用,促进矿粒的沉降。

26.1.5 氰化物溶液与伴生矿物的作用

含金矿石的矿物组成,是影响氰化浸金指标的主要因素之一。常见并强烈影响氰化过程的矿物有:铁、铜、锑、砷等矿物;此外,锌、汞、铅和其他矿物虽然比较少,但对氰化过程也有影响。

26.1.5.1 铁矿物

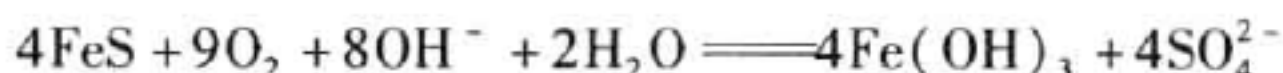
含金矿石中的铁矿物可分为氧化矿物和硫化矿物两大类型。赤铁矿 Fe_2O_3 、菱铁矿 FeCO_3 、磁铁矿 Fe_3O_4 、针铁矿 FeOOH 等氧化矿物,不与氰化物作用,对氰化过程不造成影响。铁的硫化矿物,如磁黄铁矿 Fe_{1-x}S ($x = 0 \sim 0.2$)、白铁矿 FeS_2 对氰化危害较大,黄铁矿 FeS_2 对氰化影响较小。

这主要是因为磁黄铁矿、大部分白铁矿及少量极细黄铁矿,其结晶细小,结构疏松,在矿石开采、运输、贮存,特别是在磨矿和氰化过程中均会被氧化。

含有这类矿物的矿石在进入氰化前,这些矿物已部分氧化,除了含原始的硫化物之外,还含有一定数量的元素硫、 $\text{Fe}(\text{II})$ 和 $\text{Fe}(\text{III})$ 的硫酸盐,它们会与氰化溶液中的 CN^- 、 O_2 及保护碱产生一系列的化学反应,消耗大量溶解氧及氰化物。

为了消除磁黄铁矿、白铁矿对氰化的有害影响,在生产实践中可采取以下措施:

(1) 氰化前在碱性溶液中充气,使硫化亚铁氧化成 $\text{Fe}(\text{OH})_3$



而 $\text{Fe}(\text{OH})_3$ 不与氰化物反应,会在硫化物颗粒的表面生成 $\text{Fe}(\text{OH})_3$ 薄膜,防止了硫化物与氰化物溶液进一步发生氧化反应。

(2) 在氰化时强化充气。强化充气促使 S^{2-} 氧化成无害的 $\text{S}_2\text{O}_3^{2-}$ 和 SO_4^{2-} ,减少了硫氰酸盐的浓度,降低了氰化物的消耗。同时强烈充气提高了氧浓度,从而提高溶金速度。

(3) 在氰化矿浆中加氧化铅或可溶性铅盐。氧化铅或可溶性铅盐的加入,可加速将已溶解的硫化物(S^{2-})转换成相对无害的 SO_4^{2-} 、 $\text{S}_2\text{O}_3^{2-}$ 、 CNS^- 等化合物。

26.1.5.2 铜矿物

在金矿石中,常伴生有铜矿物。除了硅孔雀石,特别是黄铜矿与氰化物作用较弱外,几乎所有的铜矿物都能和氰化物溶液作用,形成铜的氰化络合物,造成氰化物大量消耗。

在工业条件下,铜在氰化物溶液中主要呈 $\text{Cu}(\text{CN})_3^{2-}$ 络合离子存在,其次为 $\text{Cu}(\text{CN})_4^{3-}$ 。

(1) 二价铜的化合物与氰化物的作用。铜的氧化物 $\text{Cu}(\text{OH})_2$ 、 CuCO_3 、 CuSO_4 中 Cu^{2+} 首先被 CN^- 还原成一价,并形成 CuCN 。 CuCN 易溶于过量的氰化物溶液中,进而形成 $\text{Cu}(\text{CN})_3^{2-}$ 络离子。

(2) 一价铜矿物与氰化物的作用。辉铜矿与氰化物作用时形成中间产物铜蓝和 $\text{Cu}(\text{CN})_3^{2-}$ 络合物:

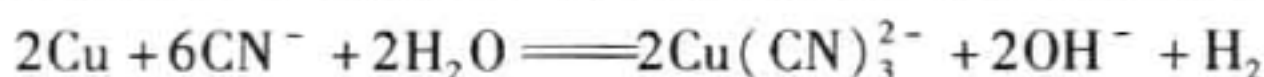


铜蓝进一步溶解成 $\text{Cu}(\text{CN})_3^{2-}$ 并析出元素硫:



元素硫将与 CN^- 作用进一步形成 CNS^- 。

(3) 自然铜在氰化过程中,与金、银不同,它即使在无氧的情况下也可被水氧化而溶解:



综上所述,铜矿物极易与氰化物反应。因此,即使铜矿物的含量很少(0.1%),也会引起氰化物大量的消耗。

铜矿物对金氰化的影响,远不只在于氰化物消耗高,更重要的是 $[\text{Cu}(\text{CN})_3]^{2-}$ 的存在明显地降低金的溶金速度,因而降低金的浸出率。其原因是铜会在金表面形成一层薄膜,减低了金的溶金速度。放射性同位素精确研究已经证明,在含铜的氰化物液中,金表面确实存在铜,并且随着铜浓度的增加,薄膜的密度增加,金的溶解速度相应地降低。

在生产实践中,往往采用多段浸洗流程处理含铜的金矿石。最末段浸出用新水调浆,这就减少了氰化液中铜的浓度。当氰化物浓度低时,铜矿物与氰化物的作用缓慢,有时利用这一特性来处理含铜的金矿石。对于高铜的金矿,氰化前必须进行焙烧、浸铜等预处理。

26.1.5.3 砷、锑矿物

含金矿石中常见的砷矿物有毒砂 FeAsS 、雌黄 As_2S_3 、雄黄 As_4S_4 ;锑矿物主要是辉锑矿。

砷化物和锑化物易与保护碱反应,并形成相应的含氧酸盐和硫代砷、锑酸盐等。

雄黄分解时,首先氧化成亚砷酐 As_2O_3 和 As_2S_3 。后者溶于碱,生成可溶性的 AsO_3^{3-} 和 AsS_3^{3-} 。 Sb_2S_3 的行为与 As_2S_3 相同。

反应的结果,氰化物溶液中积累了砷、锑硫化物的分解产物: AsS_3^{3-} 、 SbS_3^{3-} 、 S^{2-} 、 AsO_3^{3-} 、 SbO_3^{3-} 。 S^{2-} 在溶解的 O_2 的作用下,形成硫代硫酸盐、硫酸盐以及硫氰酸盐。

其结果在金的表面生成致密的薄膜,阻碍 CN^- 和 O_2 通向金粒,因而使金的溶解速度急剧变慢。

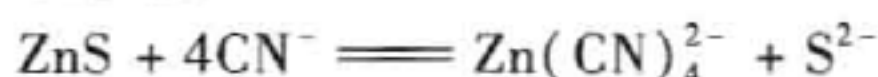
关于 Sb_2S_3 、 As_2S_3 、 As_4S_4 溶解的动力学研究表明:它们的溶解速度主要取决于保护碱浓度。降低氰化物溶液的pH值,可大大降低它们的分解率。因此,含砷、锑硫化物的金矿石氰化时,应采用尽可能低的保护碱浓度。

氰化处理含砷、锑金矿石采取的另一措施是添加铅盐,使溶液中砷、锑的分解产物尽快地转变成无害的 CNS^- 离子。若加入可溶性铅盐,则能够加快上述过程。其机理是铅盐在碱性溶液中形成 PbO_2^{2-} ,它与 S^{2-} 、 SbS_3^{3-} 、 AsS_3^{3-} 相结合形成不溶的 PbS 。

毒砂是金矿石中常见伴生矿物之一。它与 As_2S_3 不同,在碱性氰化物溶液中,实际上不溶,基本不影响氰化浸金。

26.1.5.4 锌、铅、汞矿物

金矿石中锌矿物一般含量很少,锌的存在主要是增加氰化物的消耗,并不妨碍金的溶解。闪锌矿 ZnS 与氰化物的反应很慢:

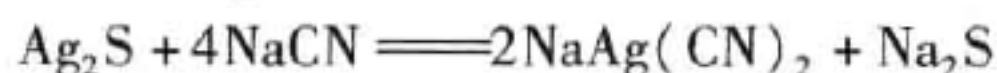


但氧化锌矿物则溶解很快:



在含金矿石中最常见的是方铅矿(PbS)。当矿石含有适量的铅时,对金银的氰化往往是有利的。铅可以消除氰化液中碱金属硫化物的有害影响;在置换时,铅能在锌粉表面上形成锌-铅局部电池而促进金的沉淀。对于辉银矿(Ag_2S)矿石的氰化,为了促进银在氰化物

溶液中的溶解,可利用铅盐消除 Na_2S ,使下式的反应向右进行:

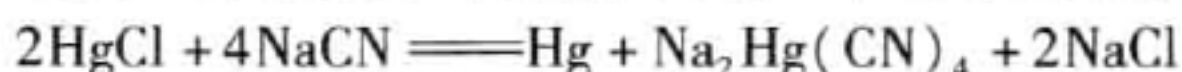


但是对于复杂的银的硫酸盐矿石,不起作用。

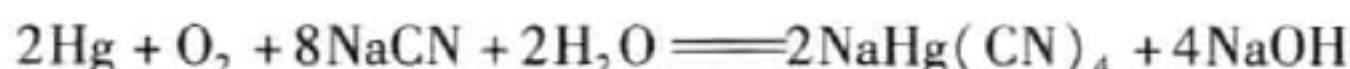
少数金矿石中含有辰砂 HgS 、碲汞矿 HgTe 。混汞尾矿中可能有少量金属汞和它的氧化物。氧化汞和氯化汞在氰化液中能溶解:



当用氰化液处理一价汞的氯化物和氧化物时,有一半的汞被还原为金属而留在尾砂中。



金属汞氰化时溶解很慢:

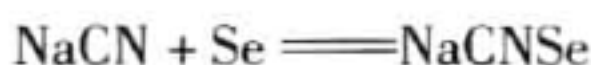


HgS 在氰化时溶解极慢。与铅盐类似,当氰化物溶液中有少量汞时,可以减少 S^{2-} 的有害影响,有利于金的氰化。

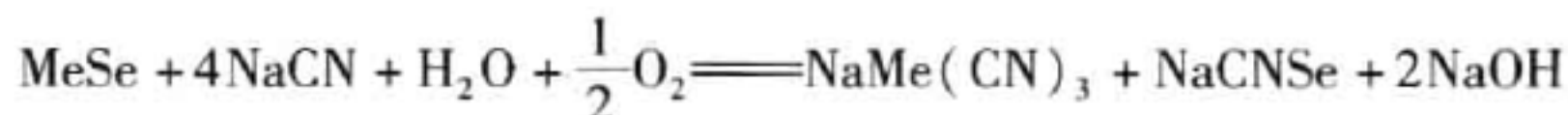
26.1.5.5 其他矿物

金、银矿石中还可能有硒、碲、碳等化合物。

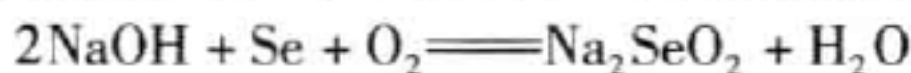
硒溶解在氰化物溶液中,形成硒氰化物



在氰化物溶液中,硒化物的溶解反应为:



氢氧化钠能提高硒的溶解度(石灰却不能),在氢氧化钠溶液中形成 Na_2SeO_2 :



矿石中的硒对金的溶解速度影响不大,但会增加氰化物的消耗,并给锌置换金带来困难。

为了消除或减少硒对氰化过程的有害影响,可以采取以下措施:

(1) 用低浓度氰化物溶液进行氰化。

(2) 用活性炭从氰化液中或矿浆中沉淀金,因为溶液中硒的存在对活性炭吸附金的能力影响较小。

(3) 在温度 $600 \sim 700^\circ\text{C}$ 条件下,对矿石进行焙烧时,硒几乎完全挥发,然后再用氰化法处理焙砂。

在金、银矿石中,碲矿物主要有碲金矿(AuTe_2)和辉碲铋矿(Bi_2TeS)。碲矿物在氰化物溶液中很难溶解,但碲矿物在细磨、高碱度和大量充气的条件下,也能用氰化法处理。在氰化物溶液中,碲溶解后生成碲化钠 Na_2Te 继而生成亚碲酸盐,结果使氰化物分解并吸收溶液中的氧,而不利於氰化法提金。金矿石中有时含有“劫金”碳质矿物,吸附氰化溶液中的 $\text{Au}(\text{CN})_2^-$ 金络离子,使已溶金进入尾渣中,造成金的回收率降低。为了消除这一影响,可在氰化前加入少量煤油,以抑制炭的吸附作用,或对矿石进行焙烧。

26.2 氰化法提金生产实践

26.2.1 概述

氰化浸金已应用一个多世纪,世界黄金总产量约 60% 是用氰化法生产的。

目前,占主导地位的氰化工艺仍是连续逆流倾析洗涤(CCD)—锌置换常规工艺。从1951年炭浆工艺(炭浸法)获得专利。完善的工艺于1973年用于美国南达科他州霍姆斯特克金矿选矿厂,日处理量达2250 t。此后,在美国、南非、菲律宾等许多国家建立了不同规模的氰化炭浆提金工厂,相继投产了几十座。其中,规模较大的是1982年投产的日处理矿石约3500 t的贝萨金矿炭浆厂。

氰化炭浆法最主要优点是:直接使用粒状活性炭从氰化矿浆中吸附金,以代替浸出矿浆的洗涤、固液分离和浸出液的澄清、除气和锌置换作业,使生产过程得以简化,效率明显提高,设备和基建投资大减,生产成本下降。在通常情况下,采用炭浆法可节省投资25%~50%,生产成本下降5%~35%。

树脂矿浆法是用离子交换树脂从浸出矿浆中提取已溶金银的工艺方法。1949年英国公司使用IR-4B型弱碱性阴离子交换树脂从碱性氰化液中提金获得成功。20世纪60年代南非研究出了采用离子交换树脂从氰化物溶液和矿浆中提取金。1970年苏联在穆龙套金矿建立大型树脂矿浆提金厂。此后,苏联、加拿大、津巴布韦、南非等地建立了若干个树脂矿浆提金厂。

将矿石筑成堆进行喷淋浸出金——堆浸法提金是1967年发展起来的。它的生产成本更低,作业更简捷。美国的内华达州、科罗拉多州和蒙太拿州等地都建立了较大型的堆浸提金厂。1982年美国矿产金总量的20%是用堆浸法生产的。随后,堆浸法提金在加拿大、南非、澳大利亚、印度、津巴布韦、苏联等国获得了迅速的发展。

我国于20世纪初期开始采用了氰化法提金技术。1901年,在山东威海范家埠首建日处理量为2 t氰化试验厂。其后,于1932年在山东招远、沂南及1936年在台湾金瓜石分别应用渗滤和搅拌氰化技术提金。从1966年山东玲珑金矿建成金精矿连续机械搅拌氰化提金厂之后,金精矿氰化工艺在山东、河北、河南、辽宁、吉林等地普遍得到应用。该工艺的主要特点是:金矿石经浮选富集后,精矿含金品位高,氰化处理矿量少,可节约基建投资,降低生产成本。金精矿氰化提金工艺,对于矿物组成比较简单的原生矿石,一般浮选金回收率较高,通常在93%~98%之间;其氰化回收率在95%左右;浮选、氰化总回收率达88%~94%,与全泥氰化技术相当。

目前,国内采用浮选—精矿氰化工艺主要用于处理含金石英脉硫化矿石和含金蚀变岩型矿石。

氰化炭浆法提金技术在中国于20世纪80年代初期研究成功,并分别由长春黄金研究院在河南灵湖金矿、吉林省冶金研究所在吉林赤卫沟金矿建成2座具有中国自主知识产权的50t/d生产规模的炭浆厂。此后,20世纪80年代中期,又从国外引进技术和设备在陕西潼关金矿、河北张家口建成全泥氰化炭浆厂。到20世纪90年代初期,中国已有炭浆厂百余座。

与此同时,我国于1989年在安徽霍山建成日处理量为50 t的全泥氰化树脂矿浆提金厂,20世纪90年代又于新疆阿希等金矿建成大型树脂矿浆提金厂。

从20世纪70年代末期我国开始进行堆浸法提金试验研究,于80年代后期在陕西双王金矿完成了万吨级工业试验,并取得成功。1989年在新疆阿勒泰行署、富蕴县萨尔布拉克金矿完成了2.4万吨的低品位金矿石堆浸工业试验研究。1990年又进行了11万吨低品位金矿堆浸工业试验研究,取得金浸出率90.61%、总回收率87.75%的指标,当年产金

350 kg。

此外,对难处理金矿石的加压氧化、焙烧氧化、细菌氧化等预处理等技术也进行了一系列研究工作,有的技术已在工业上得到应用。

26.2.2 金精矿氰化生产实践

浮选—精矿氰化工艺适于处理易浮选的含黄铁矿类型矿石。由于原矿经浮选富集,金品位较高,需要高氰化物浓度浸出。通常磨矿细度在 95% - 0.043 mm 左右,浸出矿浆浓度在 40% ~ 50% 之间。

26.2.2.1 山东黄金集团有限公司招远玲珑金矿

玲珑金矿矿石属含金石英脉硫化矿矿石。浮选金精矿化学成分见表 26-4。

表 26-4 玲珑金矿浮选金精矿化学成分

成 分	Au	Ag	Cu	Pb	Zn	Fe	S	As	P	Hg
w/%	90.0(g/t)	53.0(g/t)	0.83	0.29	0.31	27.80	31.60	0.02	0.03	0.001

玲珑金矿采用常规搅拌氰化法处理浮选金精矿。生产初期采用的是一段氰化浸出、一段洗涤工艺流程,经改造后,现采用二段氰化浸出、二段洗涤工艺流程,见图 26-3。

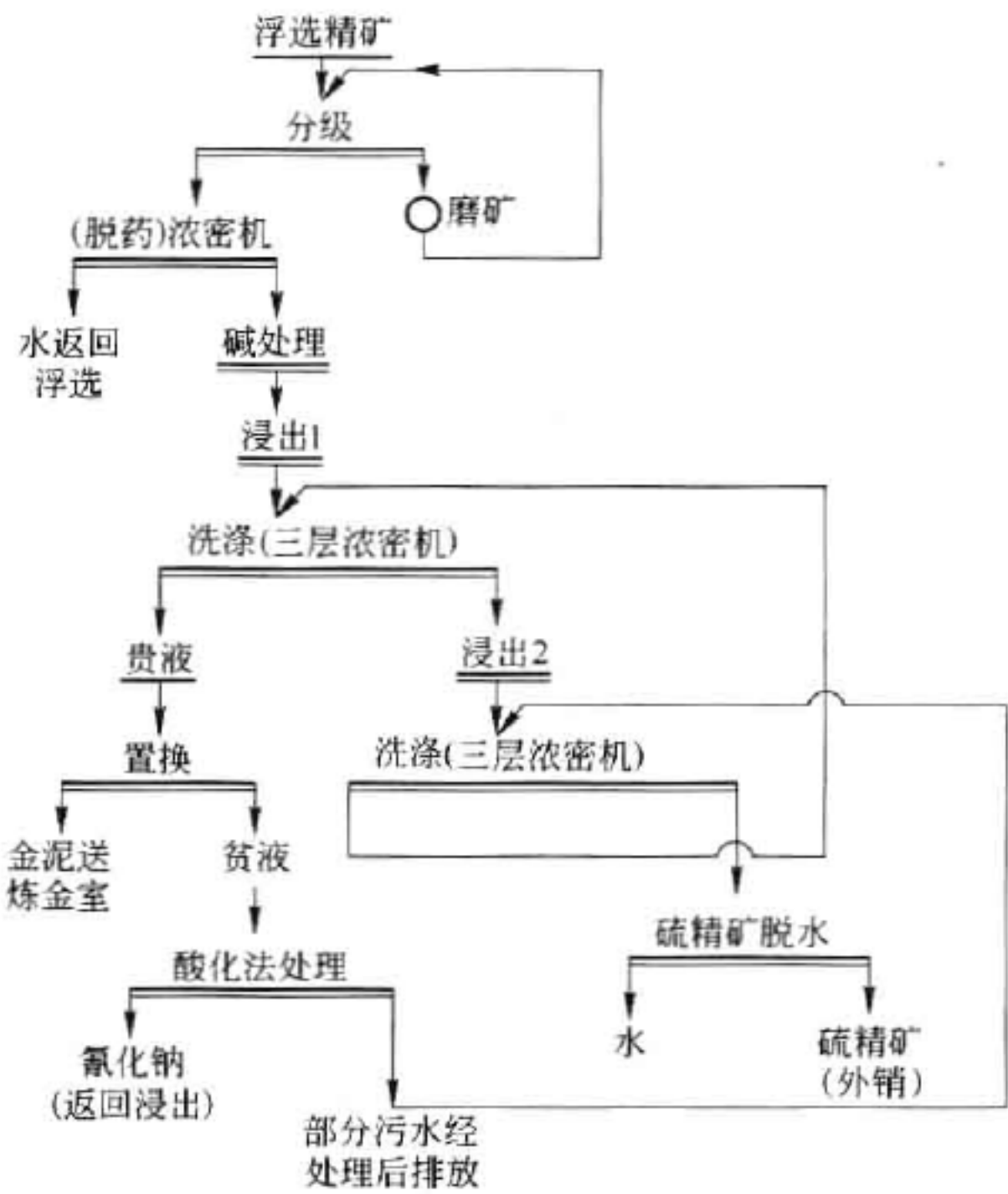


图 26-3 招远玲珑金矿金精矿氰化工艺流程

金精矿经再磨、脱药及碱处理进入氰化作业。洗涤后的含金贵液经锌粉置换而得金泥,金泥送炼金室冶炼产出合质金。置换后贫液经酸化法处理回收其中氰化物后返回浸出作业,酸化处理后的污水大部分返回洗涤作业,少部分经处理后排放至尾矿库。采用的主要设备有:MQY1530 球磨机 1 台、NX18m 浸前浓缩机 1 台、浸出搅拌槽 $\phi 3.0\text{m} \times 3.5\text{m}$ 6 台(一

段)、 $\phi 4.0\text{m} \times 4.5\text{m}$ 4 台(二段)、三层浓密机 $\phi 9\text{m}$ 4 台、脱氧塔 $\phi 1.5\text{m}$ 3 台、板式过滤机 2 台、锌粉加料机 1 台及 40m^2 置换压滤机 2 台。

第一段氰化浸出控制氰化钠质量分数为 0.08%,氧化钙质量分数为 0.03%,矿浆浓度为 30%。第二段氰化浸出控制的氰化钠、氧化钙质量分数和矿浆浓度同第一段。

该工艺主要特点为:

(1) 二段氰化浸出、二段洗涤工艺解决了含铜金精矿氰化浸出率低、氰化物消耗高的问题;

(2) 置换后贫液氰化物质量浓度达 2100~2300 mg/L,酸化法可回收其中 70%,并能使重金属沉淀而回收硫氰化亚铜;

(3) 氰化浸出前用石灰对矿浆进行碱性预处理,能使铜、锌等金属氧化物表面形成一层钝化膜,使其在氰化液中不被溶解;

(4) 引进国外双叶轮中空轴充气式浸出槽,使搅拌机功率由 17 kW 降至 7.5 kW,不但节能,而且浸出效果更好。

该工艺流程现已成为中国金精矿氰化提金的典型工艺流程。对于铜质量分数在 1% 以下的金精矿,仅用碱处理单一方法,就可以大量降低铜对氰化物的消耗,从而获得较好的技术经济指标。招远玲珑金矿技术、经济指标见表 26-5 和表 26-6。

表 26-5 招远玲珑金矿工业生产技术指标

编号	金精矿品位 /g·t ⁻¹	氰化渣金 品位/g·t ⁻¹	贵液金质量 浓度/g·m ⁻³	贫液金质量 浓度/g·m ⁻³	浸出率/%	洗涤率/%	置换率/%	总回收率/%
1	53.76	1.38	9.03	0.01	97.43	99.85	99.73	97.02
2	51.94	1.21	10.26	0.02	97.67	99.70	99.88	97.27

表 26-6 招远玲珑金矿工业生产经济指标

编号	氰化钠消耗/kg·t ⁻¹			锌粉用量 /kg·t ⁻¹	絮凝剂用量 /kg·t ⁻¹	电耗 /kW·h·t ⁻¹	氰化成本 /元·t ⁻¹	污水处理成本 /元·m ⁻³
	新耗	回收	总耗					
1	5.39	2.80	8.16	0.24		64.0	32.69	2.73
2	4.95	2.47	7.42	0.22	0.43	55.60	32.51	2.54

26.2.2.2 山东黄金集团有限公司新城金矿

新城金矿属中温热液蚀变花岗岩型金矿床,矿石中主要金属矿物有银金矿、黄铁矿、菱铁矿,其次是黄铜矿、方铅矿、闪锌矿及少量黝铜、辉铜矿等。脉石矿物主要有石英、绢云母,其次是长石、方解石等。金主要赋存在黄铁矿及金属硫化矿的晶隙和裂隙之中,黄铁矿晶隙金占 41.4%,黄铁矿与黄铜矿晶隙金占 16%,黄铁矿中包裹金占 5.5%。金的粒度较细,大于 0.07 mm 者占 1.72%,0.07~0.005 mm 占 76.46%,小于 0.005 mm 者占 21.82%。原矿成分见表 26-7。

表 26-7 新城金矿原矿成分

元 素	Au	Ag	Cu	Al ₂ O ₃	Fe ₂ O ₃	CaO	SiO ₂
w/%	8.18(g/t)	11.38(g/t)	0.05	11.46	6.30	0.64	68.9

该矿采用浮选、两段氰化浸出、两段洗涤常规氰化提金工艺,如图 26-4 所示。

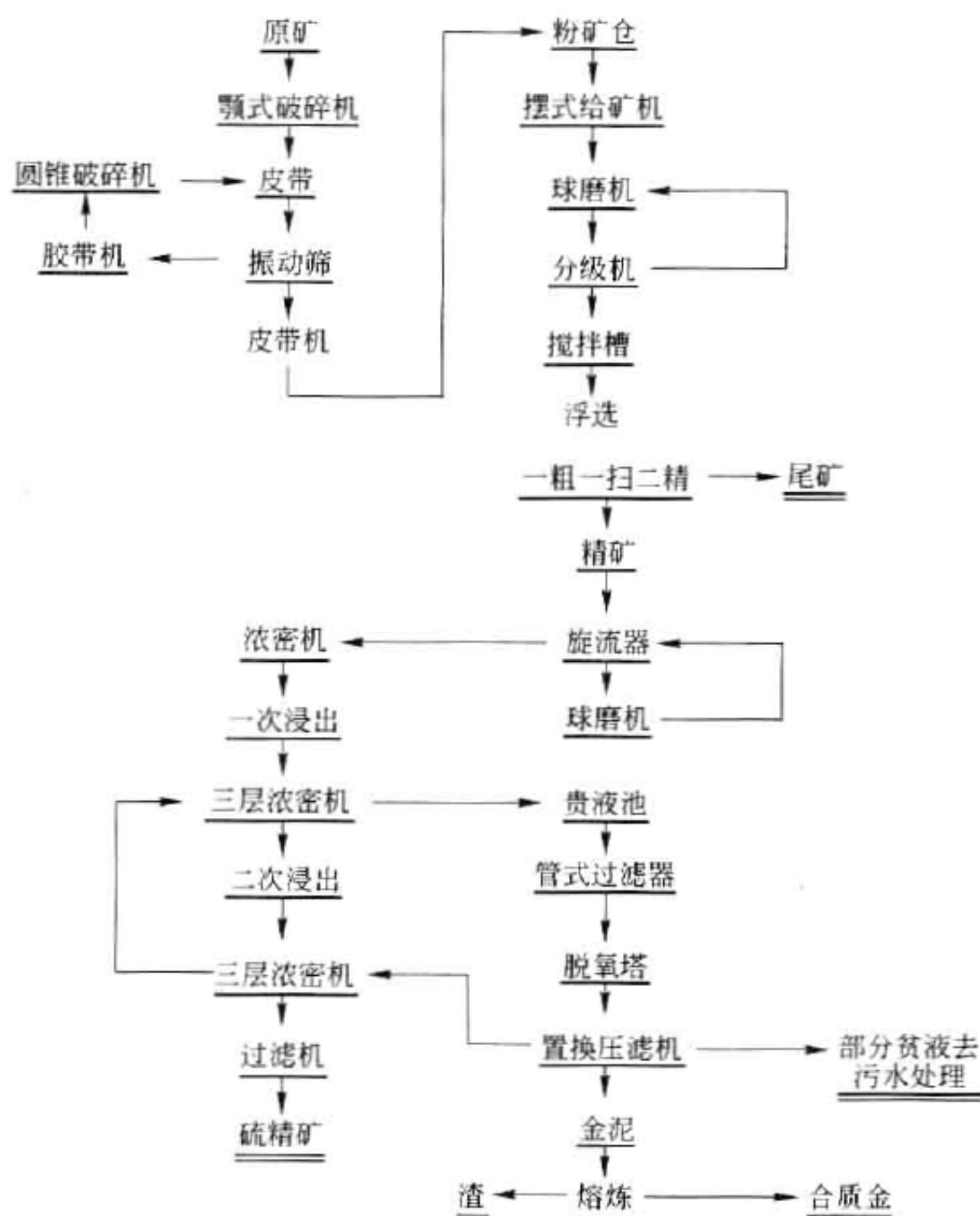


图 26-4 新城金矿选矿生产工艺流程

工艺过程主要包括下列步骤:

(1) 碎矿为两段一闭路流程,采用 400×600 颚式破碎机粗碎, $\phi 1200$ 中型圆锥破碎机细碎,碎矿产品粒度小于 16 mm 。

(2) 磨矿浮选由两个平行系列组成,碎矿石经摆式给料机送入 $\phi 2100 \times 2200$ 球磨机磨矿并与 $\phi 1500$ 单螺旋分级机构成闭路,溢流细度 55% ~ 60% 为 -0.074 mm ,经调浆进入浮选回路,经一次粗选、一次扫选、两次精选,产出浮选精矿。球磨作业率 87.13%,选矿回收率 95.84%,浮选尾矿金品位 0.18 g/t 。金精矿成分见表 26-8 所示。

表 26-8 新城金矿氰化原精矿分析结果

元素	Au	Ag	Cu	Pb	Zn	S	Fe
w/%	82.50(g/t)	121.0(g/t)	0.37	0.90	0.21	43.72	43.15

(3) 浮选精矿经 $\phi 125$ 旋流器组分级, 底流进入 $\phi 1500 \times 3000$ 球磨机再磨, 溢流进 $\phi 12$ m 浓密机脱水脱药, 旋流溢流细度 95% 为 -0.043 mm。

(4) $\phi 12$ m 浓密机排矿调浆至 33%, 进入串联的 3 台 $\phi 3000 \times 3000$ 机械搅拌浸出槽进

行一段氰化出,浸出时间 24h,然后用泵扬送到 $\phi 9\text{ m}$ 三层浓密机进行一段洗涤,浓密机溢流(贵液)自流至 200 m^3 贵液池;底流用泵扬至二段浸出的 3 台串联的 $\phi 3000 \times 3000$ 浸出槽浸出 24h,氰化矿浆再用泵送到二段洗涤的 $\phi 9\text{ m}$ 三层浓密机,其溢流返至一段洗涤浓密机,底流经 10 m^2 过滤机过滤得硫精矿。

(5) 贵液在贵液池沉淀后,再经管式过滤器过滤,溶液中悬浮物可降至 1 mg/L ;脱氧采用 $\phi 1500 \times 3600$ 脱氧塔一台,脱氧后贵液溶氧量可降至 1 mg/L ;锌粉置换采用锁紧 25 m^2 压滤机一台及返吹风用的 $1\text{V}-3/8$ 型压风机一台;生产中挂锌粉初始层的过程称为挂浆。挂浆设备配有 $\phi 1500$ 贫液贮槽、 $\phi 1500$ 搅拌槽及 2PNJ 砂泵等挂浆系统。挂浆一般用贫液,锌粉与醋酸铅按 10:1 添加,锌粉初始量为 20 kg ,挂浆后即可进行置换。

(6) 金泥经稀酸除锌、干燥,配熔剂(40% ~ 45% 硼砂、30% ~ 35% 硝酸钾、5% ~ 10% 石英),于 $1\,200 \sim 1\,300^\circ\text{C}$ 下在电炉中炼成合质金($\text{Ag}44\%、\text{Au}40\%$)。合质金在中频感应炉配银(按 $m_{\text{Ag}}:m_{\text{Au}}=7:3$)熔化铸极板送电解精炼,得到电解银品位 99.90%,电金品位 99.95%。

选冶技术指标见表 26-9。

表 26-9 新城金矿生产技术指标

精矿金品位 / $\text{g}\cdot\text{t}^{-1}$	氰化渣金 品位/ $\text{g}\cdot\text{t}^{-1}$	贵液 $\rho(\text{Au})$ / $\text{g}\cdot\text{m}^{-3}$	贫液 $\rho(\text{Au})$ / $\text{g}\cdot\text{m}^{-3}$	浸出率 /%	洗涤率 /%	置换率 /%	总回收率 /%	氰化钠消耗 / $\text{kg}\cdot\text{t}^{-1}$	石灰消耗 / $\text{kg}\cdot\text{t}^{-1}$
72.52	1.595	9.47	0.018	97.78	99.54	99.81	97.11	5.39	1.595

26.2.2.3 十里铺银矿

十里铺银矿矿石中金属矿物有方铅矿、闪锌矿、黄铁矿、白铅矿及菱锌矿等;主要脉石矿物为石英,其次是长石、绢云母等。主要银矿物为辉银矿-螺状硫银矿,占 79.32%;其中,赋存在金属硫化矿物中占 48.54%,在铅、锌氧化矿物中占 17.61%,在脉石矿物中占 33.38%。自然银占 20.68%,主要赋存在脉石矿物中及其裂隙处,其量占 80.56%,其余赋存在闪锌矿、黄铜矿、黄铁矿中。自然银比辉银矿-螺状硫银矿嵌布粒度粗些,大于 0.037 mm 粒级自然银占 68.89%,辉银矿-螺状硫银矿占 62.55%;在 $0.037 \sim 0.005\text{ mm}$ 粒级中自然银占 30.18%,辉银矿-螺状硫银矿占 32.73%。选矿处理矿石 125.35 t/d ,原矿银品位 263.58 g/t ,生产工艺流程见图 26-5。

主要过程包括:

(1) 破碎采用两段一闭路流程。一段用 400×400 颚式破碎机,二段为 $\phi 900$ 中型圆锥破碎机碎矿,最终产品粒度 -20 mm 。

(2) 磨矿采用 $\phi 1500 \times 3000$ 球磨机、 $\phi 1500$ 单螺旋分级机和旋流器组成一段闭路磨矿流程,细度为 $60\% - 0.074\text{ mm}$ 。浮选为一次粗选、两次扫选、两次精选,得到混合银精矿,经浓密、过滤两段脱水脱药,滤饼送氰化工序。

(3) 混合银精矿滤饼经调浆由 $\phi 900 \times 900$ 球磨机磨至 $85\% - 0.043\text{ mm}$,进入 3 台 $\phi 2500 \times 2500$ 搅拌槽进行一段进出,然后由 $\phi 6\text{ m}$ 浓密机进行一段洗涤得出贵液。浓密机底流再经 $\phi 900 \times 900$ 球磨机磨至 $90\% - 0.043\text{ mm}$,进入另三台 $\phi 2500 \times 2500$ 搅拌槽进行二段浸出。二段矿浆由 $\phi 7\text{ m}$ 三层浓密机洗涤,二段洗涤次贵液返一段洗涤。氰化渣经过滤作为硫精砂出售。一段洗涤贵液经净化、脱氧、板框压滤机锌粉置换得到金银粉。

(4) 金银泥采用 10% 硫酸溶液酸洗,烘干,配以 30% 的硼砂,有时配部分石英粉熔炼成合质金阳极板,送电解精炼分离金、银。

选冶生产技术指标见表 26-10。

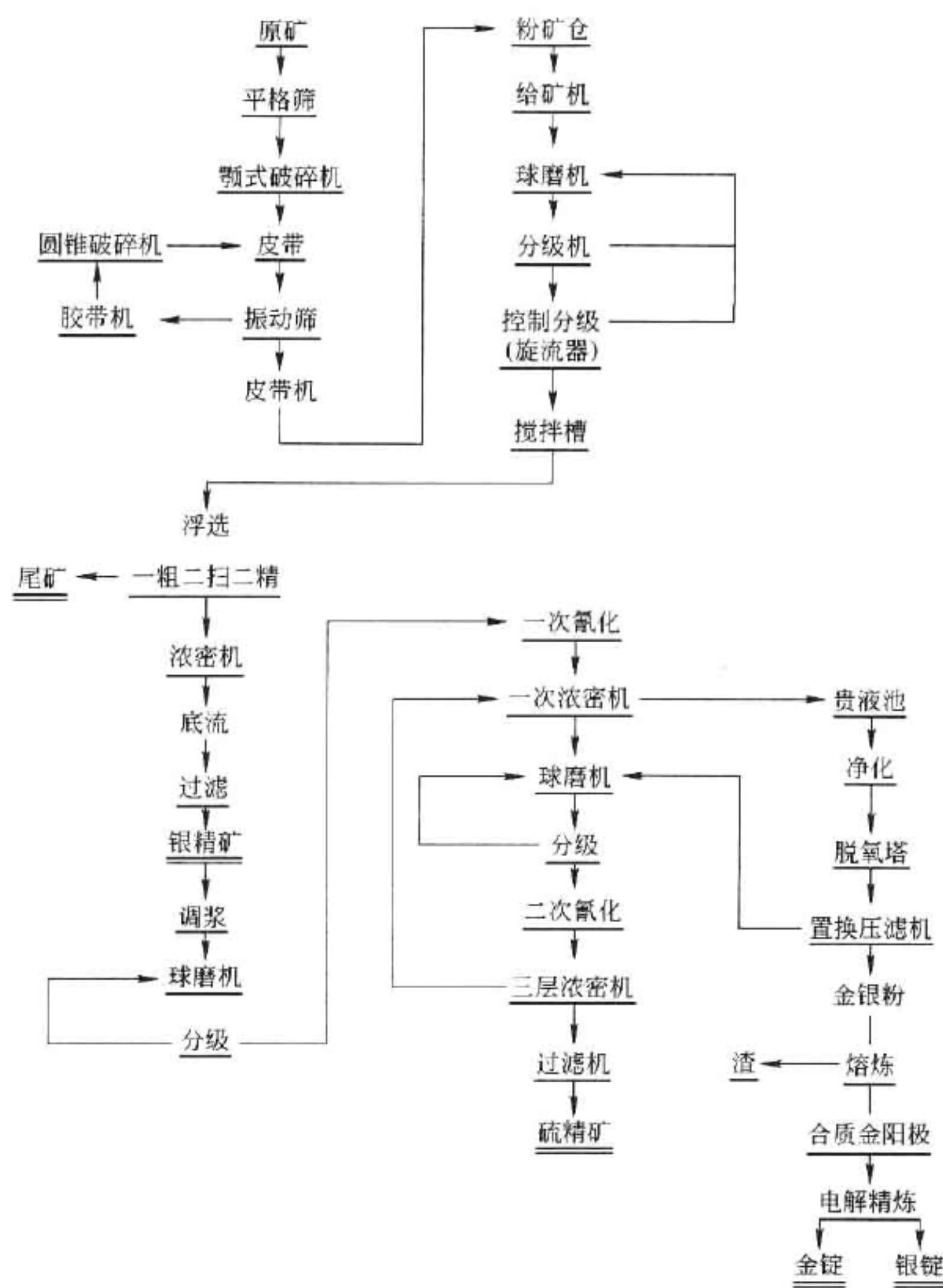


图 26-5 十里铺银矿选冶工艺流程

表 26-10 十里铺银矿选冶生产技术指标

精矿银品位 /g·t ⁻¹	氰化渣银品位 /g·t ⁻¹	贵液 ρ(Ag) /g·m ⁻³	贫液 ρ(Ag) /g·m ⁻³	浸出率/%	洗涤率/%	置换率/%	总回收率/%
9 448	273.42	526	54.44	97.70	99.80	99.80	97.20

每吨原矿主要消耗:钢球、衬板 0.03 kg/t、黄药 0.07 kg/t、黑药 0.09 kg/t、松醇油 0.01 kg/t、氰化钠 1.35 kg/t、锌粉 0.33 kg/t、絮凝剂 0.03 kg/t、醋酸铅 0.03 kg/t、滤布 0.063 m²/t、胶带 0.03m/t、电耗 36.73kW·h/t。

26.2.2.4 浙江省遂昌金矿有限公司

遂昌金矿属贫硫化物石英脉型金矿床。矿石中金以中细颗粒居多,主要赋存于金银矿和银金矿中,需要细磨才能使金银矿物单体解离。原矿中金品位为9.7 g/t、银品位242.96 g/t,矿物组成比较复杂,但仍属于易选矿石。

金精矿化学成分见表26-11。

表 26-11 浙江遂昌金矿金精矿化学成分

元素	Au	Ag	Cu	Pb	Zn	Fe	S	Mn	SiO ₂	Al ₂ O ₃	CaO	MgO
w/%	98.72(g/t)	2984.77(g/t)	0.37	0.61	2.005	30.2	33.37	0.33	23.85	6.89	0.476	0.182

采用两段氰化浸出、两段洗涤、锌粉置换、金泥火法冶炼工艺流程,金、银氰化回收率分别达97.15%与90.26%。

工艺主要特点为:(1)高浓度氰氰化物浸出。-0.05mm(320目)占75%左右,一段浸出氰根质量分数控制在0.08%~0.10%之间,二段浸出控制在0.06%~0.08%左右;(2)采用自动立式压滤机过滤浸渣,氰化尾渣即为硫精矿,硫质量分数30%~35%,就近出售给化工厂制酸;(3)该矿地处江南水乡,人口稠密,水系发达。若采用普通圆筒型过滤机,其滤饼含水将高达20%,硫精矿外运需要经过几个村庄,车厢密封不严必然散落,将会对环境造成污染。采用自动立式压滤机硫精矿滤饼水分降至8%~10%,呈干饼状态,符合环保要求。

26.2.2.5 广东高要河台金矿

广东高要河台金矿矿石属含铜高的金矿石。金矿石中主要金属矿物有自然金、黄铁矿、黄铜矿、菱铁矿和磁黄铁矿,金粒度较细。原矿含金5.08 g/t、铜品位为0.25%左右。选矿厂日处理能力达到750 t。生产初期浮选精矿主要外售。为了实现就地产金,减少运输成本,加快资金周转,提高企业整体效益,从1996年开始进行工艺流程的改造。改造后的工艺为浮选精矿二段氰化浸出、二段洗涤,于1998年4月投入生产。浮选精矿成分见表26-12。

表 26-12 河台金矿金精矿多元素分析结果

元素	Au	Ag	Cu	Pb	Zn	Fe	S	Mn	SiO ₂	Al ₂ O ₃	CaO	MgO	Ni	C
w/%	96(g/t)	34(g/t)	4.7	0.038	0.10	20.21	14.08	0.049	44.29	0.89	0.66	0.02	0.049	0.34

其工艺具有下列特点:(1)磨矿前添加石灰,将矿浆控制pH值为9左右,进行碱处理;(2)提高精矿再磨细度,使-0.038mm(400目)占90%以上;(3)采用添加剂抑制铜溶解,降低氰化钠消耗,使氰化钠消耗由8.01 kg/t降至4.59 kg/t;金浸出率再提高1.27%,达98.43%。(4)氰化尾渣进行浮选铜,铜回收率71.5%、铜精矿品位16.91%。

26.2.2.6 加拿大卡罗来思金矿

加拿大西部最大的卡罗来思金矿属热液交代型透镜体硬砂岩矿床。金呈细粒分散赋存于磁黄铁矿、黄铁矿、毒砂等各种硫化矿物中。采出的矿石经设在井下的两套开路破碎系统进行粗碎(-600 mm)、中碎(-100 mm)和细碎(-25 mm)后,由皮带运输机将矿石从井下越过沟谷运往选矿厂的细矿仓。生产工艺包括碎矿、磨矿、重选、浮选和氰化。

(1)细矿仓矿石由槽形给料机卸至皮带上,再通过装有计量传感器的变速皮带定量给人棒磨机进一步破碎后,经球磨机磨矿至66% -0.074 mm(-200目)。在磨矿回路中设有

跳汰机和摇床等重选设备回收解离的单体金。

(2) 球磨后的矿浆于4台 8.5 m^3 浮选机中进行浮选,精矿产率为6%,金回收率为91%。尾矿矿浆经4台 8.5 m^3 浮选机中进行扫选,产出的扫选精矿约能回收残留金量的50%。浮选条件为:调整pH值至8.7,添加硫酸铜 150 g/t 、戊基钾黄药 150 g/t 、31号空气漂浮剂 4.5 g/t 和松节油 36 g/t 。该矿山原日处理矿石 1500 t ,约可产出金品位 55.99 g/t 的精矿 100 t ,金的日产量为 $5.44\sim 6.22\text{ kg}$ 。后矿石的日处理量增加到 2400 t ,日产金 9.33 kg 。

(3) 精矿矿浆于旋流器中浓缩除去多余的水后,在 $2.1\text{ m}\times 1.8\text{ m}$ 球磨机中加石灰磨矿到 $98\% - 0.043\text{ mm}$ (325目),然后于搅拌槽中加氰化物和通空气,氰化72h。药剂的消耗量为氰化钠 0.58 kg/t 、石灰 1.2 kg/t 。

氰化矿浆经浓缩洗涤后,浸出液和洗液混合泵送框式澄清机除去颗粒和悬浮固体,再经除气塔除气后,使用梅里尔·克劳法加锌粉和硝酸铅置换沉淀金。使用两台佩林(Perrin)压滤机分离置换贫液中锌金沉淀。锌金沉淀经空气干燥后,加熔剂熔炼成合质金锭。

整个作业过程中,金的总回收率为83%。

(4) 氰化废液的处理。是向呈碱性的废液中通入氯气来分解氰化物,溶液通过2台 $1.8\text{ m}\times 1.8\text{ m}$ 垫玻璃纤维的槽过滤除去固体渣,再经炭柱除去剩余的氯和其他有害离子,此法除了不会污染环境外,还可通过炭柱吸附回收一些未被锌置换沉淀的金。

26.2.3 氰化浸出作业条件和方式

26.2.3.1 氰化浸出作业条件

金精矿的氰化过程是在经过细磨浓缩后,在搅拌浸出槽中进行的。搅拌氰化法具有浸出时间短,厂房占地面积小,机械化程度高和金的回收率高等优点。由于经过细磨,矿粒更细、金粒更好的暴露;又有强烈搅拌,反应剂向金表面扩散的条件更好;浸出过程中矿浆充气良好。因此,无论从浸出速度,还是金、银的提取率,都高于渗滤浸出和堆浸。

氰化过程主要包括磨矿、浓密、浸出、洗涤和锌粉置换等工序。矿石所需的细磨程度取决于金的粒度,多数情况,需磨到 -0.074 mm 、甚至 -0.043 mm (-325目)以下。对于含粗粒金矿石,为了提高金的回收率,通常在氰化前先用重选或混汞法回收粗粒金(或在加氰化物磨矿后送浸出),以缩短氰化时间。

经细磨的矿浆浓度较稀(液固比5:1),必须先经浓密机浓缩至液固比(1~2):1,再进行氰化。对于精矿氰化,浓缩过程同时也是脱除浮选药剂过程。氰化浸出得到的含金溶液经倾析洗涤或过滤洗涤送去沉金。尾矿洗涤后送尾矿坝堆放。对于含硫化铁的金精矿氰化,其尾矿是硫精矿,是制硫酸的原料。

氰化浸出作业条件:通常根据实验报告推荐工艺条件确定,并应根据相应氰化厂的生产经验做适当的调整。

(1) 浮选精矿氰化多用二段浸出,每段的浸出槽数不少于3个。全泥氰化通常采用一段浸出,浸出槽数不应少于4个,一般为4~8个。

(2) 浮选精矿氰化磨矿细度通常为 $95\% - 0.043\text{ mm}$,甚至更细。而全泥氰化磨矿细度一般在 -0.074 mm 占85%左右。

(3) 矿石经磨矿、分级后,需通过浓密机浓缩。矿浆经浓缩沉降,底流矿浆体 $40\% \sim$

50% ,调浆后送浸出。精矿浸出矿浆浓度在 40% ~ 50% 或更高,这样可减少浸出设备和降低氰化物消耗。全泥氰化浸出矿浆浓度在 35% ~ 40% 之间。过高矿浆浓度流动性不好。

- (4) 一般在预浸槽用石灰调整 pH 值至 10.5 ~ 11。
- (5) 浮选精矿氰化的氰化物质量分数为 0.05% ~ 0.1% ,一般不超过 0.1% ,过高有害杂质的浸出率也高,给置换和金泥熔炼带来困难。氰化物消耗量通常为 6 ~ 10 kg/t。全泥氰化物质量分数为 0.03% ~ 0.05% ,氰化物消耗量在 1 kg/t 左右。
- (6) 国内氰化厂采用的浸出时间通常为 24 ~ 48h。国外多采用低氰化物质量分数 (0.01% ~ 0.03%)、长时间(48 ~ 72h)浸出。
- (7) 充气量和风压:各种浸出槽充气量和风压的经验数据见表 26-13。

表 26-13 浸出槽充气量和风压

槽类型	单位面积充气量/ $\text{m}^3 \cdot \text{m}^{-2} \cdot \text{min}^{-1}$	单位体积充气量/ $\text{m}^3 \cdot \text{m}^{-3} \cdot \text{min}^{-1}$	风量(表压)/kPa
机械搅拌型	0.1 ~ 0.2	0.002 ~ 0.003	60 ~ 150
充气搅拌型	0.15 ~ 0.2	0.013 ~ 0.025	250 ~ 350

26.2.3.2 氰化浸出方式

搅拌氰化浸出方式分为连续搅拌氰化和间歇搅拌氰化两种。连续浸出具有生产能力大、自动化程度高、动力消耗少,厂房占地面积小等优点。所以,通常情况下,氰化提金厂多采用连续搅拌氰化法,只有小型选厂或处理难溶金矿石时才采用分段搅拌氰化,或者当每段浸出都需使用新的氰化液时才用间歇搅拌氰化法。

连续搅拌氰化作业,矿浆依次经过串联的若干个搅拌浸出槽,矿浆的浸出时间根据原料不同通常由试验确定。浸出槽的总体积 V 计算:

$$V = \frac{Q \left(R + \frac{1}{\delta} \right) t}{24K}$$

(26-1)

式中 V ——串联浸出槽的总容积, m^3 ;
 t ——平均浸出时间,h;
 Q ——日处理矿量,t/d;
 δ ——矿石密度,t/ m^3 ;
 R ——矿浆液固质量比;
 K ——浸出槽容积利用系数,查表 26-14 可选。

表 26-14 浸出槽容积利用系数

浸出槽规格/mm	浮选金精矿	全泥氰化	备 注
直径不大于 2500	0.8 ~ 0.83	不大于 0.92	当金精矿浆属浮选泡沫产品时, K 应取小值
直径 3000	0.83 ~ 0.86	0.92 ~ 0.93	
直径不小于 3500	0.86 ~ 0.88	0.93 ~ 0.95	

26.2.4 搅拌氰化浸出设备

搅拌浸出的主要设备是搅拌浸出槽。搅拌浸出槽有机械搅拌浸出槽、空气搅拌浸出槽

和联合搅拌浸出槽 3 种类型。

26.2.4.1 机械搅拌浸出槽

使用螺旋桨式、叶轮式和涡轮式搅拌机搅拌的浸出槽通称为机械搅拌浸出槽。

螺旋桨式搅拌机浸出槽如图 26-6 所示,是目前氰化提金厂广泛应用的一种机械搅拌浸出槽,为防止竖轴停止转动时矿砂沉积于螺旋桨上,在矿浆接受管的下端装有圆形盖板,故这种搅拌机浸出槽可在矿浆沉淀后起动。

由于这种搅拌机能在矿浆沉淀后起动,故特别适用于沉淀矿浆的洗涤和倾析。此种搅拌机通常不需要配用别的设备,但有时也与鼓风机配合,即往槽内垂直插入几根压缩空气管,或于槽的内(外)壁安装空气提升器以提高矿浆的充气量和搅拌能力。国内使用的机械搅拌浸出槽规格见表 26-15。

表 26-15 机械搅拌浸出槽规格

直径 × 高度/m × m	容积/m ³	电动机/kW
φ1.5 × 1.5	2.65	2.8
φ2.0 × 2.0	6.28	4.5
φ2.5 × 2.5	12.26	7.0
φ3.0 × 3.0	21.2	10.0
φ3.5 × 3.5	33.66	10.0

26.2.4.2 空气搅拌浸出槽

空气搅拌浸出槽结构如图 26-7 所示。它是借压缩空气的气动作用来搅拌矿浆的。槽体下部为呈 60°的圆锥体。矿浆由进料管给入槽内,压缩空气经主风管给入槽下部的中心

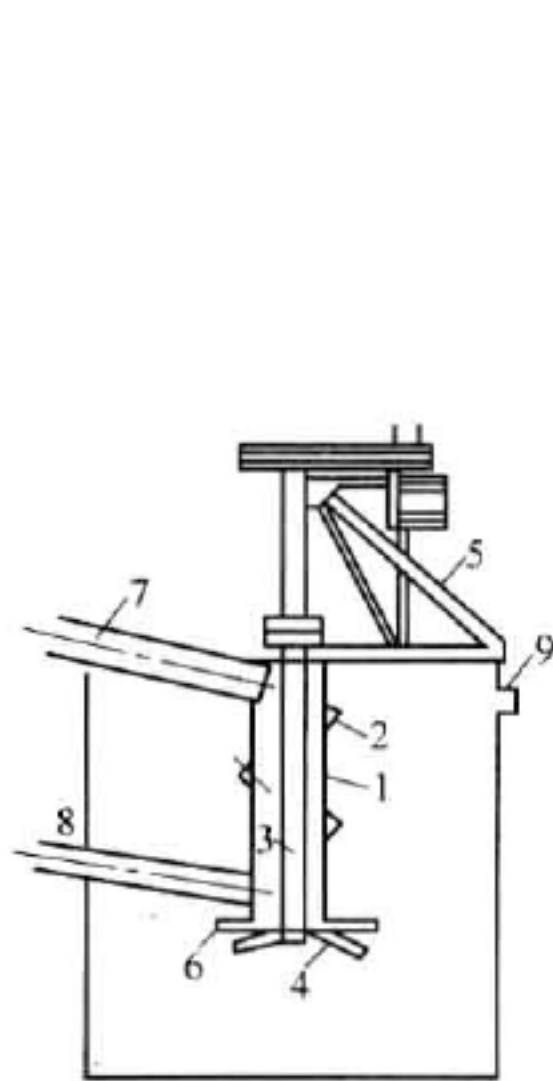


图 26-6 螺旋桨式搅拌浸出槽
1—矿浆接受管;2—支管;3—竖轴;
4—螺旋桨;5—支架;6—盖板;
7—流槽;8—进料管;9—排料管

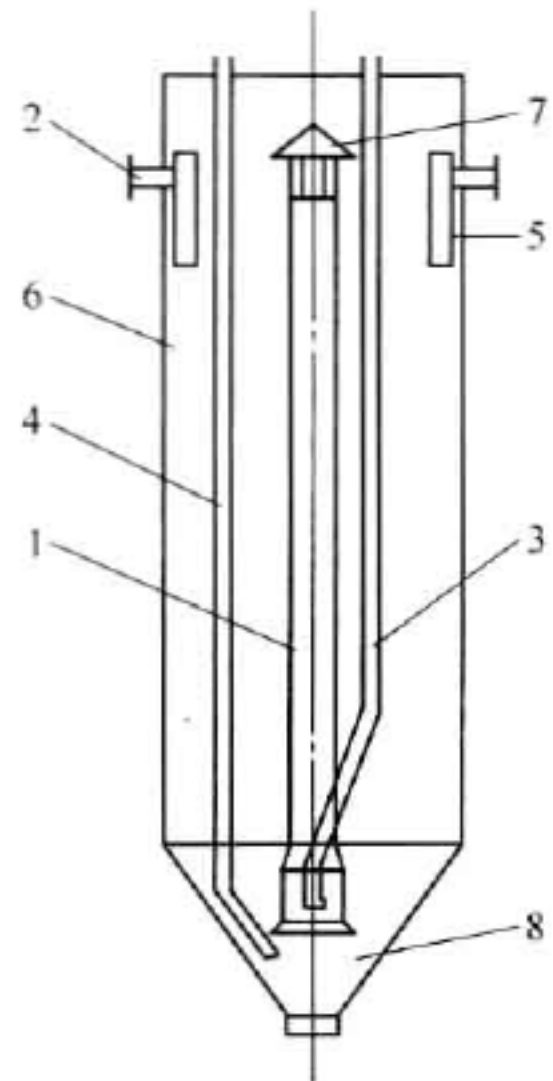


图 26-7 空气搅拌浸出槽
1—中心循环管;2—进料管;3—压缩空气管;
4—辅助风管;5—上排料管;6—槽体;
7—防溅帽;8—锥底

管中,以气泡状态顺管上升,由于管外部矿浆柱的压力大于管内的矿浆压力,故使管内的矿浆作上升运动并从管上端溢流出来而实现矿浆的循环。在间歇搅拌氰化作业时,氰化后矿浆由下排料管排出;当采用连续搅拌氰化作业时,矿浆则由上排料管连续溢流排出。为了防止下部矿浆沉淀,安装有辅助风管。

空气搅拌浸出槽可以不配用别的设备,但也常与空气提升器配合使用,以强化矿浆的充气和搅拌。

空气搅拌浸出槽的规格,一般为直径 3.7 m、高 13.7 m。南非广泛使用的大型槽规格为 $\phi 7.6\text{ m} \times 16.8\text{ m}$ 、 $\phi 6.8\text{ m} \times 13.7\text{ m}$ 和 $\phi 10.1\text{ m} \times 13.7\text{ m}$ 。

26.2.4.3 空气和机械联合搅拌浸出槽

空气和机械联合搅拌浸出槽见图 26-8。

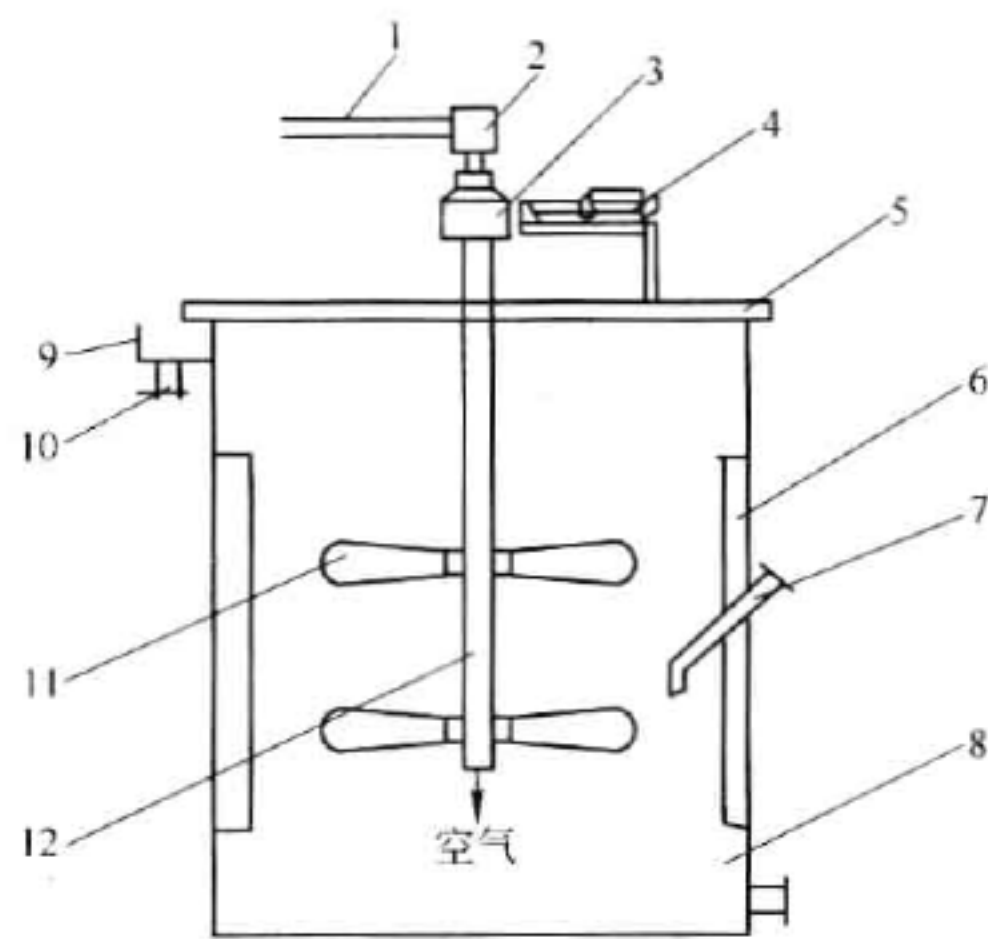


图 26-8 双叶轮中空轴进气机械搅拌浸出槽

1—风管;2—空气转换阀;3—减速机;4—电机;5—操作台;6—导流板;
7—进浆管;8—槽体;9—跌落箱;10—出浆口;11—叶轮;12—中空轴

中国参考国外先进设备研制出的双叶轮中空轴进气机械搅拌浸出槽,容积大,功耗低,与旧设备相比节省动力 60% ~ 70%;中空轴进气,空气通过叶轮能更好地弥散到矿浆中,可提高浸出效果。北京有色冶金设计研究总院研制的双叶轮中空轴进气机械搅拌浸出槽系列产品见表 26-16。

表 26-16 双叶轮中空轴进气机械搅拌浸出槽技术性能

技术性能		SJ-2×2.5	SJ-3.15×3.55	SJ-3.55×4	SJ-4×4.5	SJ-5×5.6
直径×高/mm×mm		2000×2500	3150×3550	3550×4000	4000×4500	5000×5600
有效容积/m ³		6	21	34	48	98
叶轮转速/r·min ⁻¹		73	47	40.85	36	28
矿浆浓度/%		<45	<45	<45	<45	<45
矿浆相对密度		≤1.4	≤1.4	≤1.4	≤1.4	≤1.4
涡轮减速机	型 号	ZW-L	ZW-G	ZW-F	ZW-C	ZW-A
	速 比	12.95	20.40	23.5	26.7	34.46

续 26-16

技术性能		SJ-2×2.5	SJ-3.15×3.55	SJ-3.55×4	SJ-4×4.5	SJ-5×5.6
电动机	型 号	Y112M-6-B3	Y132M1-6-B3	Y132M1-6-B3	Y132M2-6-B3	Y160M-6-B3
	功率/kW	2.2	4	4	5.5	7.5
	转速/r·min ⁻¹	940	960	960	960	970
设备总质量/kg		2800	5628	6646	8285	14430

26.2.4.4 耙式搅拌机浸出槽

耙式搅拌机浸出槽也是一种联合搅拌浸出槽,如图 26-9 所示。槽中央装设有空气提升器和机械耙的平底圆槽搅拌机。也有在槽周边安装空气提升器,在槽中央安装循环管和螺旋桨的。

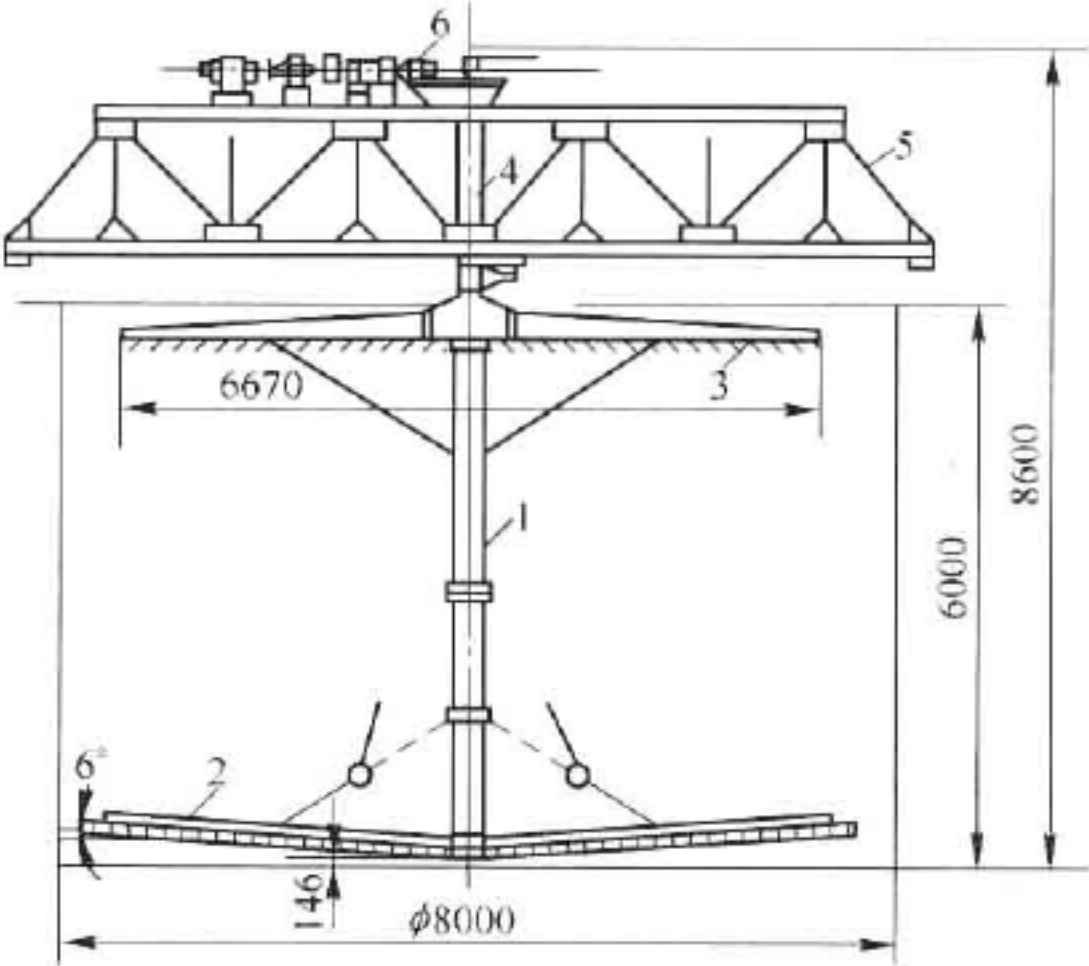


图 26-9 耙式搅拌机浸出槽

1—空气提升管;2—耙子;3—溜槽;4—竖轴;5—横架;6—传动装置

矿浆由位于槽上部的进料口不断给入槽内,并分层向槽底沉降。沉降于槽底的浓矿浆,借助耙子 2 的旋转(1~4r/min)作用,向空气提升管口聚集,并在管 1 中的压缩空气的作用下,浓矿浆沿空气提升管上升,并由上部溢流后流入具有孔洞的两只溜槽 3 内,再从溜槽孔洞流回槽中。矿浆从上部进料口不断进入,并通过恰好与进料口位置相对应的排料口连续排出,以实现连续作业。耙式搅拌机浸出槽与空气搅拌浸出槽相比,具有槽矮、槽底无沉淀物、容积大、能耗少、金的溶解速度快及氰化物消耗少等优点,其多用于大型氰化厂。

26.2.5 洗涤与固液分离

矿石经氰化浸出后,产出的矿浆由含金溶液和固体浸渣组成。为了使含金溶液与固体浸渣分离,需进行洗涤和过滤。从矿浆中分离含金溶液和固体浸渣的洗涤方法有倾析洗涤法、过滤洗涤法和流态化洗涤法。

26.2.5.1 倾析洗涤法

倾析洗涤法又称逆流倾析洗涤法,它是将浸出后的矿浆通过浓密机浓缩进行固液分离,浓缩矿浆再用脱金贫液或清水洗涤,并再一次进行固液分离。经多次洗涤固液分离,矿浆中

含金越来越少,从而实现含金溶液与固体浸渣的分离。倾析洗涤法分为间歇倾析洗涤法和连续倾析洗涤法。

A 间歇倾析洗涤法

间歇倾析洗涤法通常与间歇搅拌氰化浸出配合使用。其工艺为浸出—分离—分离后的浸渣再浸出—再分离。它的作业方法是氰化矿浆于澄清槽中澄清、或给入浓密机中浓缩,含金澄清液或浓缩溢流产出的含金溶液送去置换金;而浓浆抽至搅拌浸出槽加 NaCN 稀溶液再次进行浸出。然后将二次浸出的矿浆送澄清槽或浓密机再处理,第二次浸出作业产出的含金溶液,通常含金较少,可用作下批原料的一次浸出用。如此反复几次,直至洗液中含金达微量为止。间歇倾析洗涤法由于作业过程时间长,所用溶液数量多,设备占地面积大等缺点,在工业上应用很少。

B 连续倾析洗涤法

连续倾析洗涤法(又称连续逆流倾析洗涤法)是国内外广泛使用的方法之一。它是采用逆流洗涤原理,将氰化矿浆浓缩分离出含金溶液和尾矿,它适合处理含泥量小,易沉淀的物料。

某大型氰化厂多段连续逆流倾析洗涤工艺提金典型流程如图 26-10 所示。

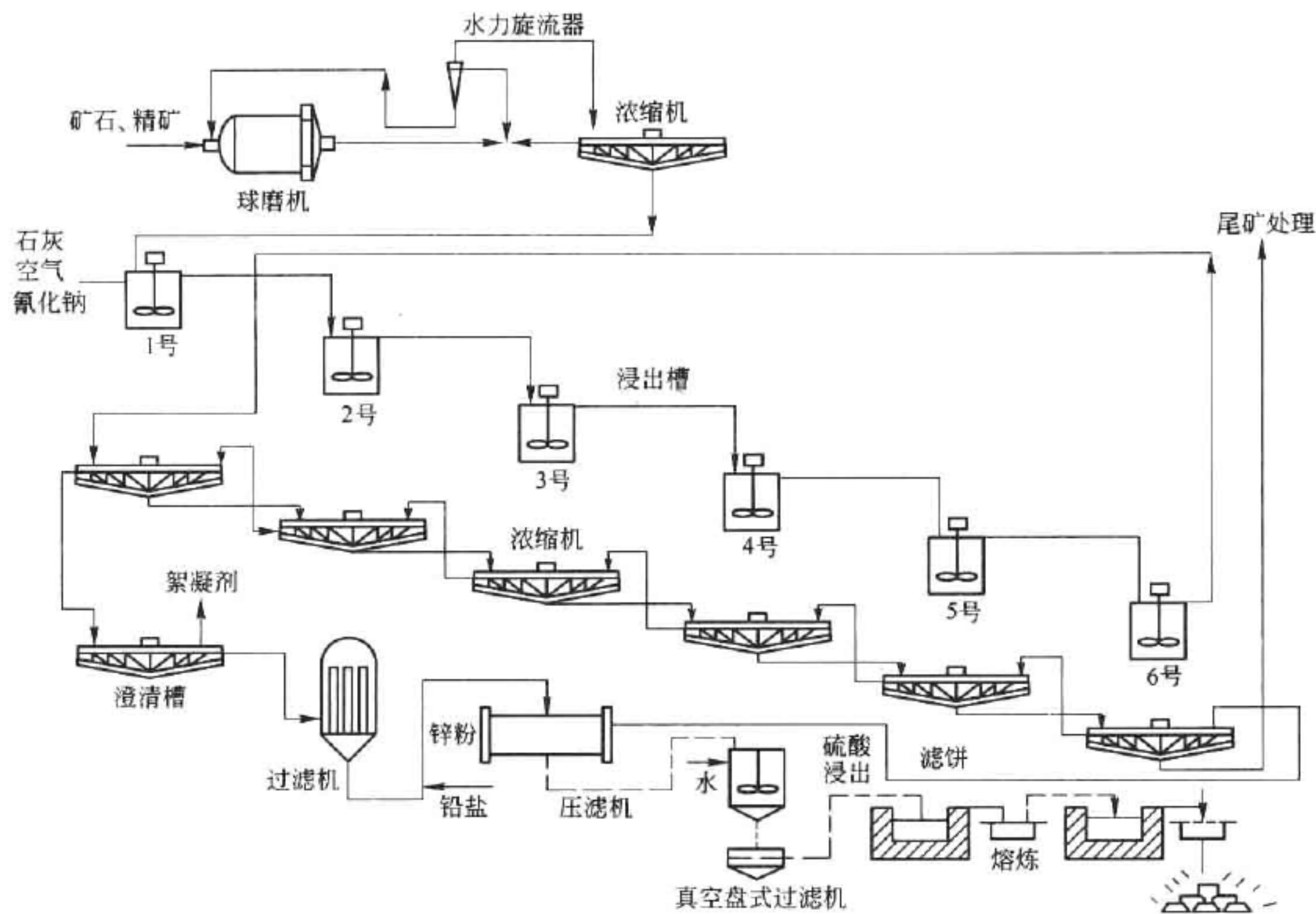


图 26-10 典型连续逆流倾析洗涤工艺流程

连续倾析流程可以通过几台单层浓密机串联在一起,对氰化矿浆进行洗涤。也可以将几个浓密机重叠在一起使用。日处理 100 t 矿石某氰化提金厂单层三段连续逆流倾析洗涤流程见图 26-11。

26.2.5.2 洗涤设备

浓密机是洗涤分离作业的主要设备。国外使用的最大浓密机直径达 80 ~ 150 m。使用

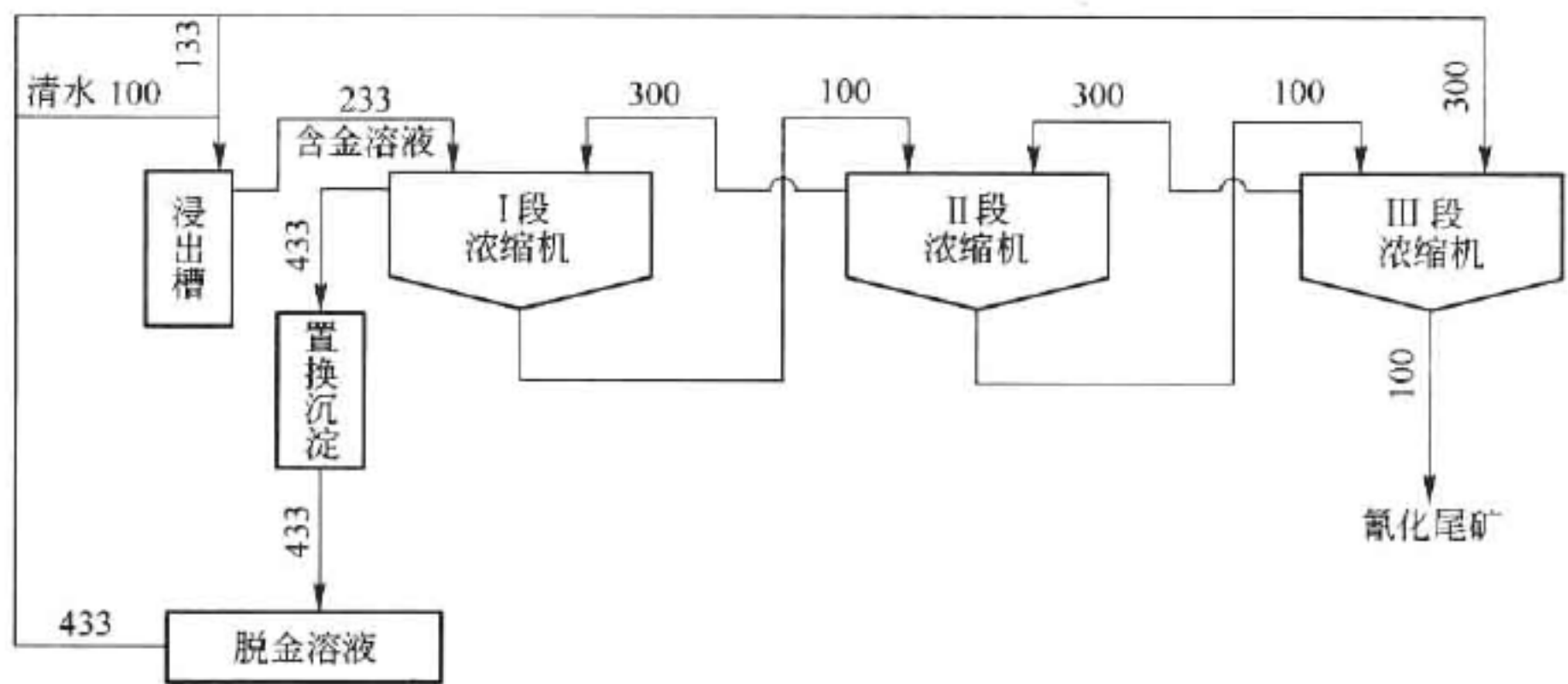


图 26-11 某氰化厂三段连续逆流倾析洗涤流程

的浓密机有单层的和多层的。

单层浓密机操作简单,金的洗涤率高,易实现自动化,但占地面积大,且存在矿浆须多次用泵扬送等缺点,故许多选矿厂都将 2~5 台浓密机组装成多层浓密机使用。

由于多层浓密机层间排矿浓度难以控制,排矿浓度过高或过低都影响洗涤效率,为此,需要增加下层的排矿浓度,并保证上层溢流的澄清,故多层浓密机的最上层和最下层的高度都比中间高。有些采用多层浓密机洗涤的氰化厂为了防止溢流跑混,第一级洗涤采用一台直径较大的单层浓密机,或在置换前设一个较大的沉淀池,既可澄清贵液,又可给置换作业起缓冲作用。单层浓密机多用于大型氰化厂,中小型氰化厂一般使用 1 台或 2 台多层(2~3 层)浓密机。

国内氰化厂常采用的三层浓密机如图 26-12 所示,三层浓密机连续洗涤流程如图 26-13 所示。

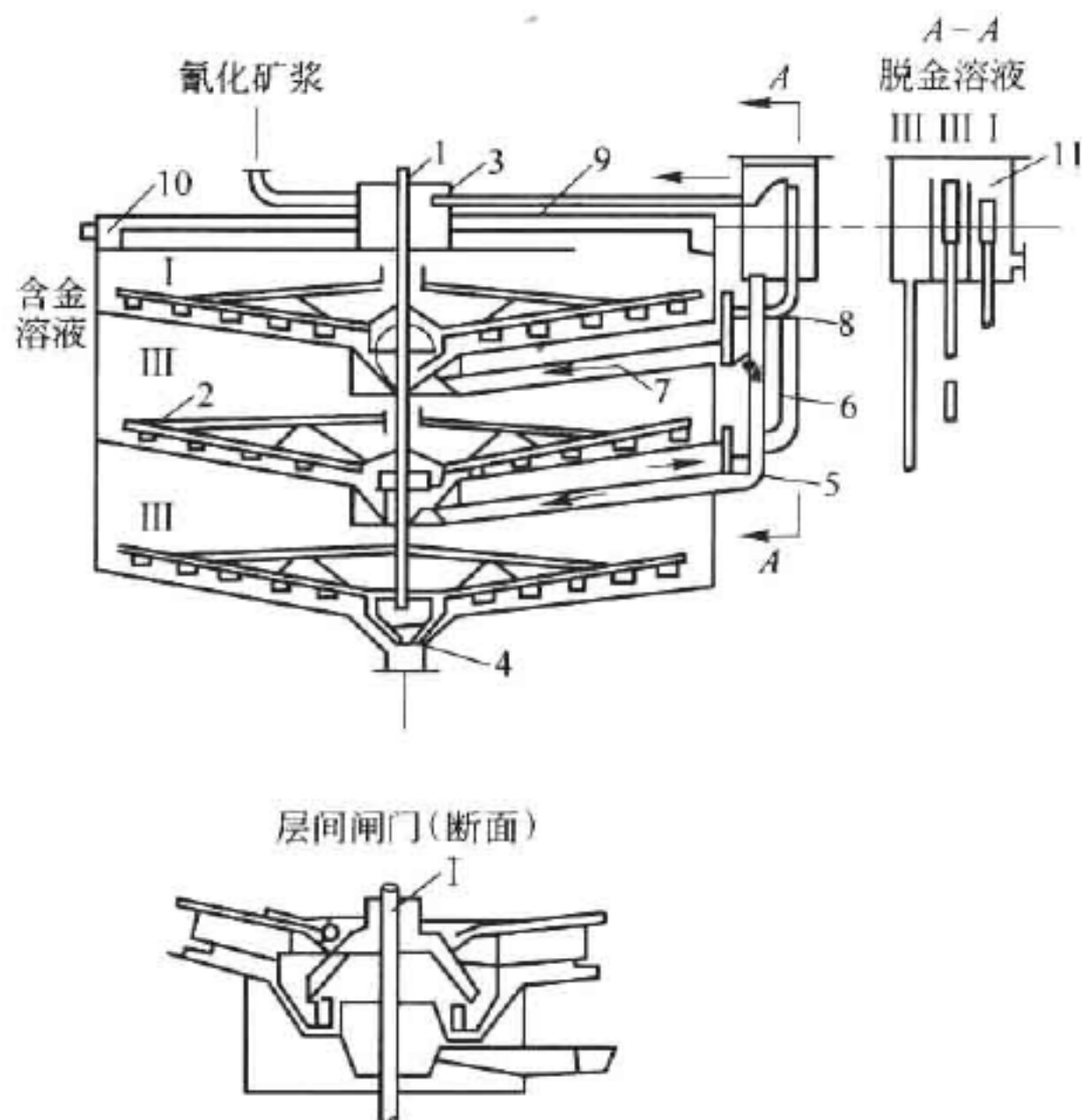


图 26-12 三层浓密机连续洗涤原理

1—中心轴;2—耙架;3—进料口;4—排料口;5,7,9—洗液管;
6,8—溢流管;10—溢流槽;11—洗液箱

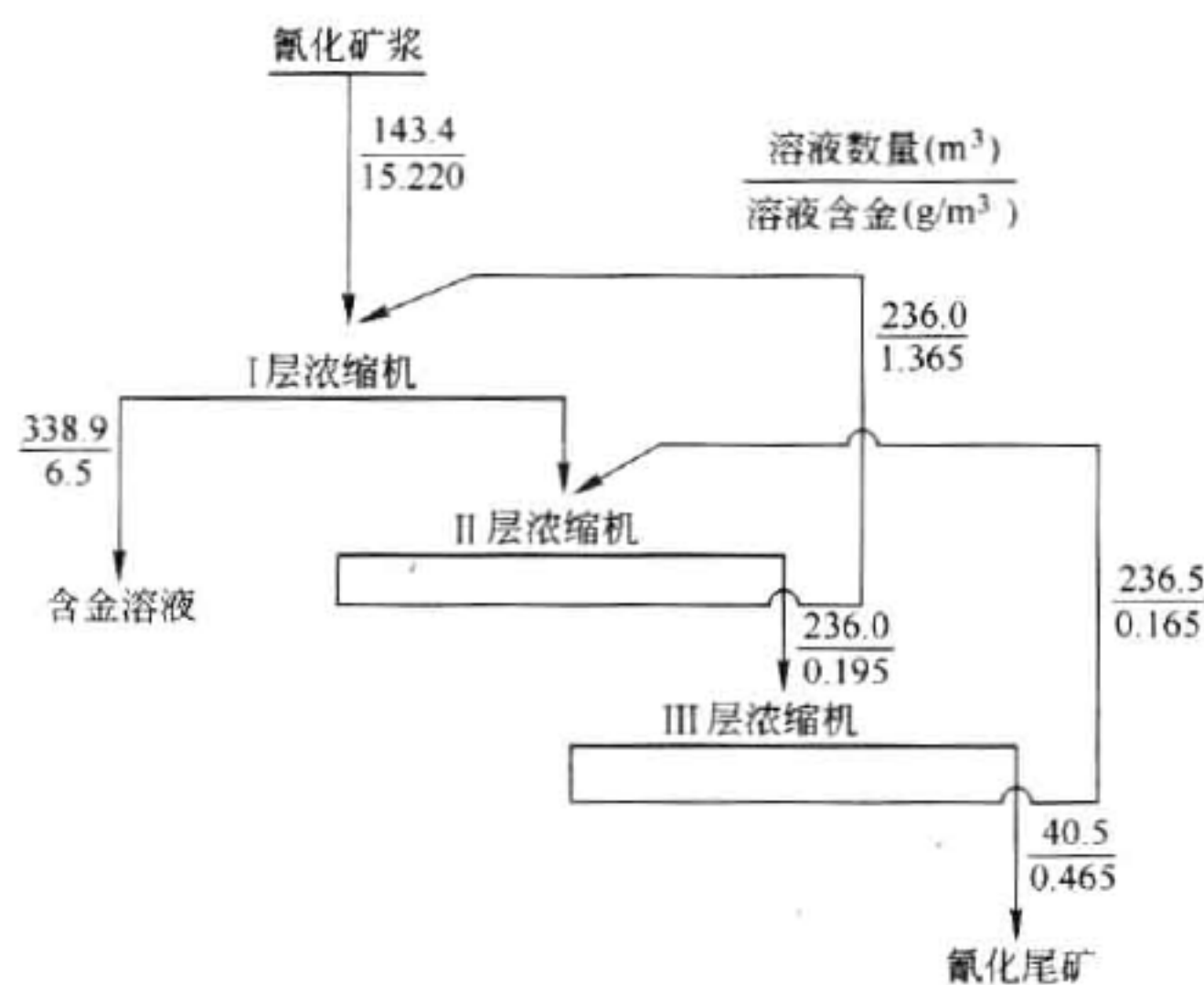


图 26-13 某氰化厂三层浓密机连续洗涤流程

目前,生产中使用的三层浓密机的技术性能见表 26-17。

表 26-17 三层洗涤浓密机的技术性能

规格/m	内径/m	浓缩池深度/m	沉淀面积/m ²	耙架转速 /r · min ⁻¹	传动电动机	
					型 号	功率/kW
φ7	7.0	2.4 × 3	38.5	0.24		2.2
φ9	9.0	2.0 × 3	63.5	0.221		4
φ11	11.0	2.3 × 3	95	0.154		7.5
φ12	12.0	2.55, 2.2, 2.48	113	0.2	Y132 - M2 - 6	5.5
φ15	15.0	2.7, 2.35, 2.75	186	0.15	Y160 - M2 - 6	5.5

浓密机产出的尾矿含水量高,金和氰化物残存量多,洗涤回收率多数只达 90% ~ 95% ,造成金和氰化物随矿浆流失。若尾矿含硫或铜、铅等较高可作精矿出售时,会在运输途中大量滤出尾液和尾矿,给环境带来污染。为此,中国遂昌、焦家和归来庄等金矿山已对浓密机排料采用箱式压滤机进行压滤,滤液返洗涤,金的洗涤率达 99% 或以上。招远氰化厂采用带式过滤机处理尾渣,既有利于提高金回收率,也有利于渣的堆放,有明显效果。

20 世纪 70 年代后期,出现一种新型的高效浓密机。高效浓密机按沉降面积计算的洗涤效率比普通浓密机高 10 ~ 20 倍。在使用中,其具有占地面积小,投资省,效率高,能耗低,易于实现自动控制等优越性。80 年代以来应用范围不断扩大,它已广泛用于精矿、尾矿浆的洗涤和泥浆的浓缩等,并有逐步取代常规浓密机之势。

高效浓密机现已有多种型号,中国生产的高效浓密机规格和性能见表 26-18。图 26-14 所示为高效浓密机的一种。高效浓密机的工作原理:在高效浓密机中,于上清液和矿泥之间存在明显界面,矿浆先经脱气槽除气后供入混合竖筒,与絮凝剂混合均匀,再从竖筒下端的扩散板沿水平方向扩散进入矿泥层中。它可防止矿浆中空气形成气泡搅动矿泥层,供入的矿浆也不会冲击矿泥层破坏沉淀。已絮凝成团的矿泥向下沉淀,并由耙臂耙入排料口

排出;未絮凝的细粒矿泥和液体,通过矿泥层上部松散层时,矿泥被“过滤”并凝集,液体则上升为上清液。因而作业过程中上清液与矿泥层界面清楚,溢流含固体物质不超过 200 mg/L。

表 26-18 高效浓缩机规格和性能

规格	槽体内径/m	槽体高度/m	沉降面积/m ²	处理能力/t·h ⁻¹	耙子速度/r·min ⁻¹	耙子提升高度/m	驱动电机			提耙功率/kW	设备质量/kg
							型号	功率/kW	转速/r·min ⁻¹		
φ3.6 m	3	1.7	10	2~9	1.1	0.2	Y100L	1.5	960	0.8	6600
φ5.0 m	5	2.1	20	6.25~18	0.8	0.3	Y132M	4.0	960	0.8	10500
φ9.0 m	9	2.8	63.6	18~35	0.42	0.3	Y132M2	5.5	960	0.8	13000

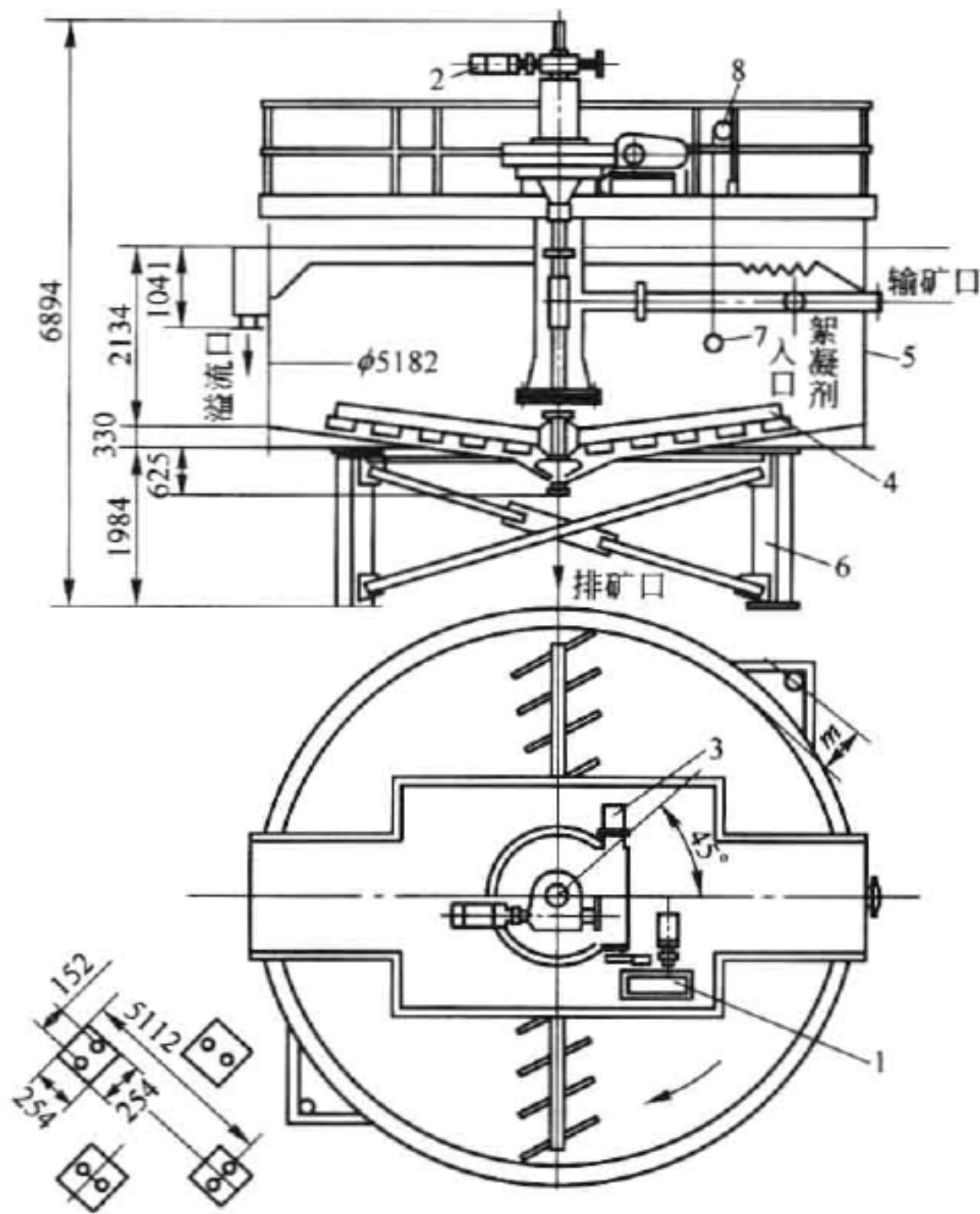


图 26-14 高效浓缩机结构(φ5 m)

1—驱动装置;2—提耙机构;3—过载机构;4—耙架
5—槽体;6—支架;7—浮球;8—LA 型变送器

26.2.5.3 洗涤效率

A 多级逆流洗涤效率计算

假定条件:各级洗涤作业的排矿量与给矿量相等;洗水和各级洗涤的溢流所含固体忽略不计;在洗涤作业中没有浸出作用;液体中金不发生沉淀。根据逆流洗涤流程的液体量平衡、液体含金量平衡原理,可推导出各级逆流洗涤效率的公式:

$$E_1 = \frac{F + L - R}{F + L}$$

$$E_2 = \frac{F + L - R}{F + L - \frac{FR + KF^2}{F + R} + KF}$$

$$E_3 = \frac{F + L - R}{F + L - \frac{FR(F + R) + KF^3}{(F + R)^2 - FR} + KF}$$

$$E_4 = \frac{F + L - R}{F + L - \frac{RF(F + R)^2 - (FR)^2 + KF^4}{(F + R)(F^2 + R^2)} + KF}$$

$$E_5 = \frac{F + L - R}{F + L - \frac{RF(F + R)^3 - 2FR(F + R) + KF^5}{(F + R)^4 - 3FR(F + R)^2 + (FR)^2} + KF}$$

$$K = \frac{\alpha_{\text{洗}}}{\alpha_1}$$

式中 E_{1-5} ——各级洗涤效率, %;

F ——洗水与给矿量之比(洗水比);

R ——各级浓密机排矿液固比;

L ——浸出后矿浆(给入浓密机)的液固比;

$\alpha_{\text{洗}}$ ——洗水含金品位;

α_1 ——第一级浓密机中液体含金品位。

B 计算实例

一段氰化浸出、四级逆流洗涤流程如图 26-15 所示。

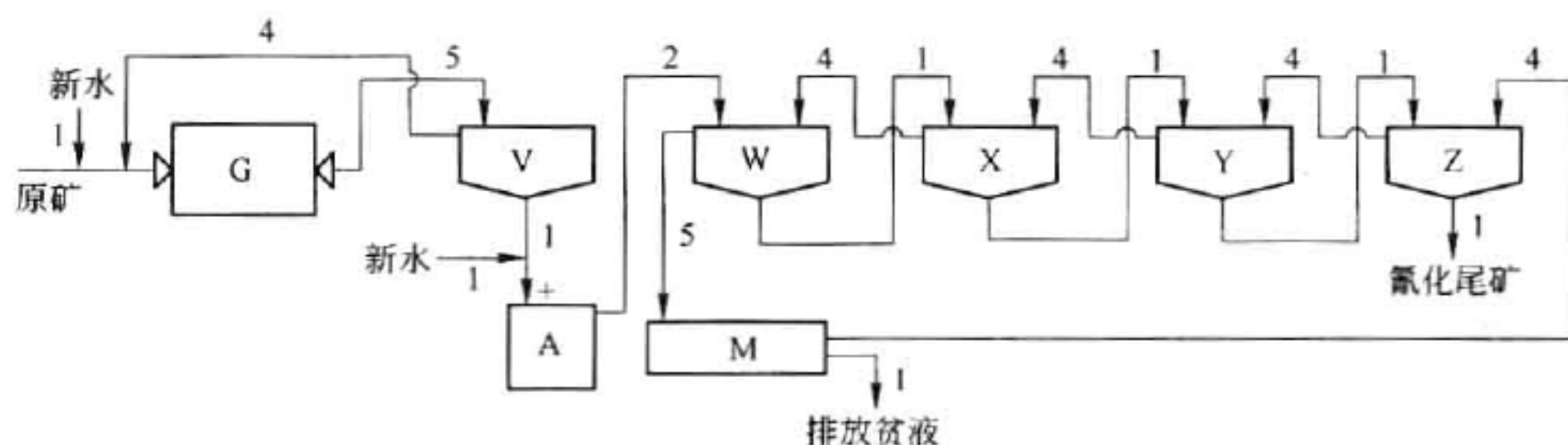


图 26-15 四级逆流洗涤流程

G—球磨机; V—单层浓密机; A—浸出作业; M—置换作业; W, X, Y, Z—1, 2, 3, 4 级洗涤浓密机

(图中数字表示处理 1 t 氰化原矿的液体量 m^3)

例: 氰化原矿含金品位 52 g/t, 浸出矿浆浓度 33.33%, 洗涤浓密机排矿浓度 50%, 稀释到 20% 后再给入下一级洗涤浓密机, 新水不含金; 求各级洗涤效率。如浸出率为 96.15%, 求各级逆流洗涤时的贵液和排液品位。

(1) 根据已知条件可得出: $L = 2$; $R = 1$; $F = 3$ 。用公式计算出各级洗涤效率(含 K 项很小可忽略): E_2 94.12%、 E_3 98.11%、 E_4 99.38%、 E_5 99.79%。

(2) 以三级逆流洗涤为例: $E_3 = 98.11\%$, 排液中已溶金的损失量为: $52 \times 96.15\% \times (1 - 0.9811) = 0.945 \text{ g}$ 。

又氰化渣排放浓度为 50%，即排放 1 t 渣带走 1 m^3 液体，所以，排液含金品位为 0.945 g/m^3 ；处理 1 t 原矿产出 4 m^3 贵液，则贵液品位为： $(52 \times 96.15\% - 0.945) \div 4 = 12.264 \text{ g/m}^3$ 。

同样可计算出其他各级洗涤的贵液和排液品位。

26.2.5.4 过滤洗涤法

过滤洗涤法是利用过滤机对氰化矿浆进行固液分离，得到含金溶液。

由于氰化时矿浆的浓度通常较低（约 30%），为了提高过滤机的处理能力和过滤效率，常常在过滤机前增设一级浓缩机，并向浓缩机中加入一定数量的聚丙烯酰胺絮凝剂，使过滤机的给矿浓度达 55% 以上。某氰化厂氰化矿浆的浓缩和两段过滤洗涤流程见图 26-16。该厂使用该流程金的总洗涤回收率为 98.27%。

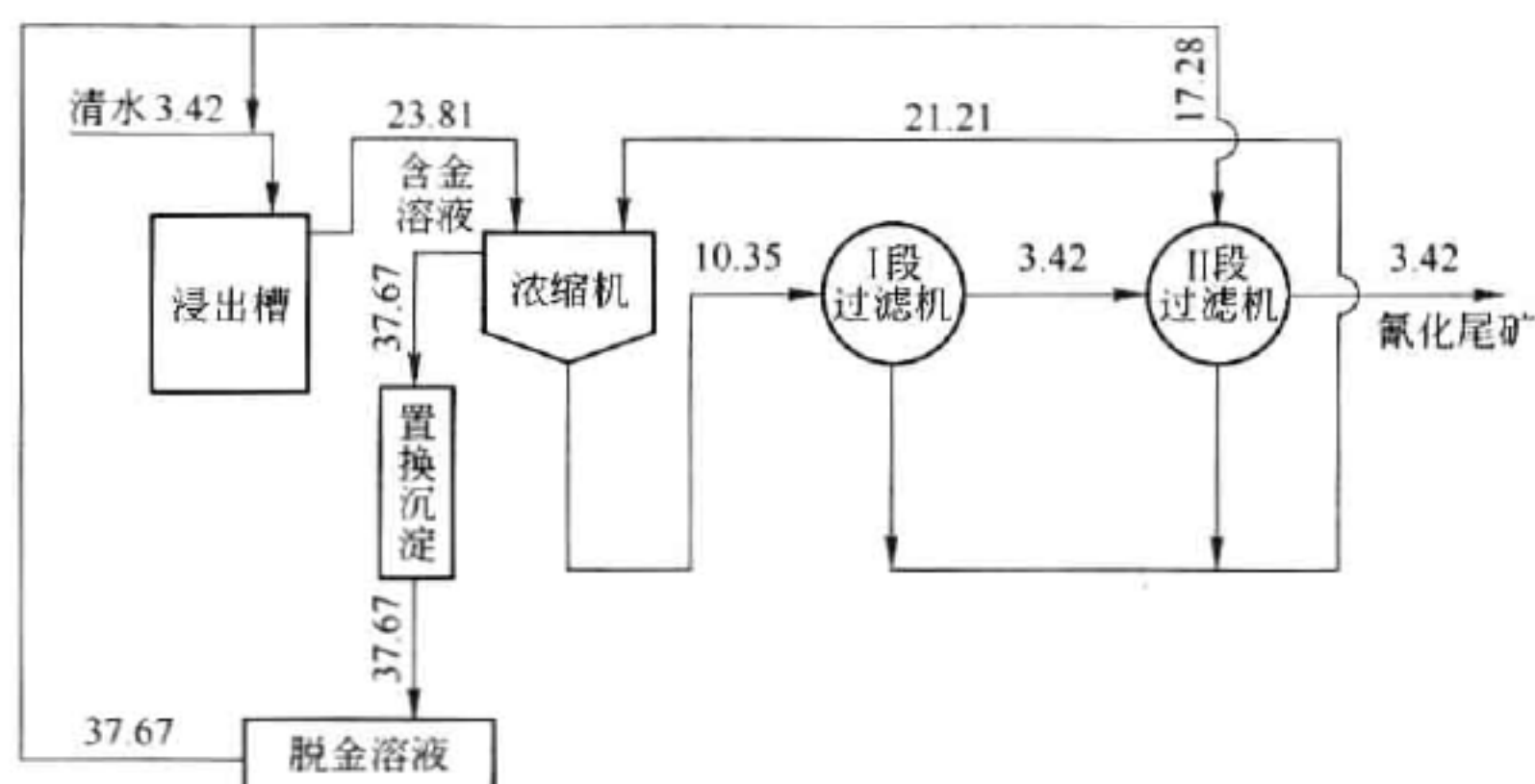


图 26-16 某厂氰化矿浆的两段过滤洗涤流程

矿浆的过滤洗涤可以使用多种过滤机。通常使用连续作业的真空过滤机较多，而较少使用间歇式框式真空过滤机和压滤机。

在连续真空过滤机中，最常用的有回转式圆筒真空过滤机和法因斯真空过滤机。因这两类过滤机能有效地从浓矿浆（含 40% ~ 60% 固体）中或有时从含少量固体的氰化液中分离微细颗粒，且便于洗涤固体物料。盘型真空过滤机虽具有投资少，占地面积小等优点，但矿浆易生成结块而影响洗涤效果，滤饼亦不易排泄，故使用较少。

目前，已得到广泛使用的另一种连续真空过滤机是带式过滤机。近 20 年来已成功地用于氰化矿浆的过滤。目前，南非一些氰化厂已采用 60 m^2 和 120 m^2 的带式过滤机。它由普通钢或不锈钢框架、驱动轮、尾轮和具有横排卸槽与槽中心有排泄孔的增强橡胶运输带组成（见图 26-17）。带的下方设有真空箱、真空密封防磨带和排出滤液的挠性软管，以及两侧边

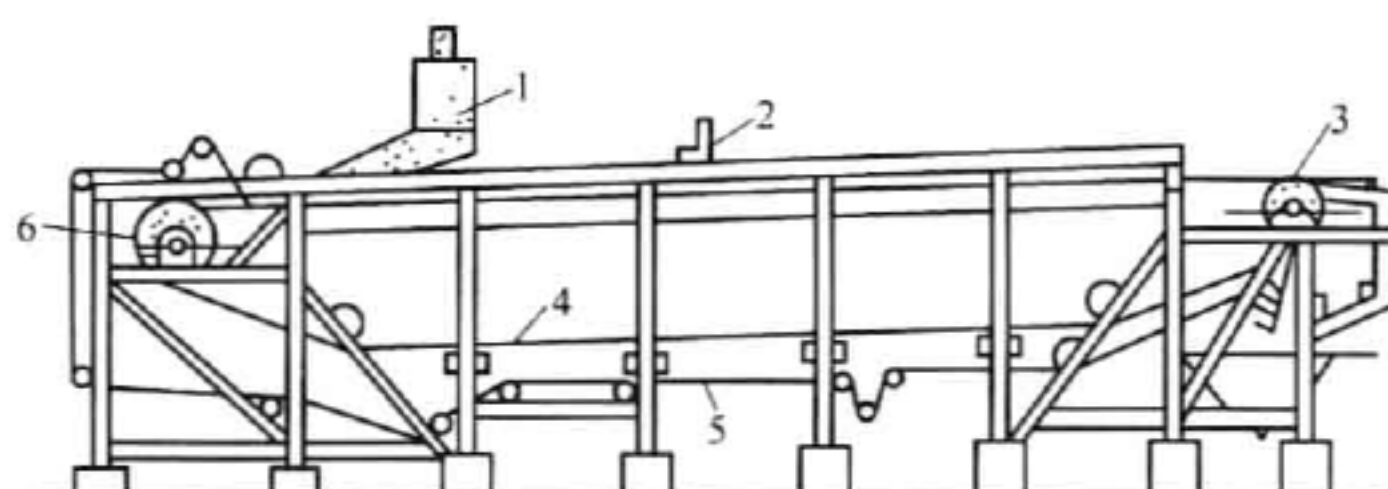


图 26-17 带式过滤机结构示意图

1—矿浆筒及矿浆分配器；2—洗水分配器；3—驱动轮；4—无极皮带；5—无极滤布；6—尾轮

设有防矿浆溢出的橡胶挡缘。矿浆经分配器给人贴紧于运输带的滤布上,由真空吸滤使溶液沿运输带上的横排泄槽经排泄孔进入真空箱,然后排入贮槽。分离堰将带式过滤机分成3个区,即(真空)吸滤区、洗涤区和吸干区。滤布带(逆向)经干燥区和驱动轮后与运输带分离。滤饼由排料辊卸下后,滤布带经过喷射洗涤器、绷紧轮和自动调距器系统,再次于尾轮处与运输带结合而实现连续自动化作业。为了及时掌握滤布的状况,南非研制成一种浊度计,用此浊度计测定滤出液的浊度,来随时掌握滤布的工作情况。

水平带式真空过滤机可进行多段过滤和洗涤,而不需再浆化,处理能力比圆筒真空过滤机高1~3倍,滤渣可成干滤饼排泄。尽管带式过滤机基建投资大,维修费用高,操作需细心,且偶有损失大量贵液等缺点,但它具有能耗低,效率高,滤布更换容易等优点。该设备已在国内几个黄金冶炼厂使用。

所需的过滤面积结合工厂实践经验,按下式计算:

$$F = G/q$$

式中 F ——需要的过滤面积, m^2 ;

G ——需过滤的干矿量, t/h ;

q ——过滤机单位面积处理量, $\text{t}/(\text{m}^2 \cdot \text{h})$,根据试验或生产指标选取,氰化渣一般取 $0.1 \sim 0.2 \text{ t}/(\text{m}^2 \cdot \text{h})$ 。

过滤洗涤系统设备除过滤机外还需要有辅助设备,主要有:

(1) 真空泵。常用的有水环式真空泵、柱塞式真空泵、水喷射泵等。要求真空系统计示压力 $65 \sim 80 \text{ kPa}$;抽气量 $0.8 \sim 1.5 \text{ m}^3/(\text{m}^2 \cdot \text{h})$ 。

(2) 鼓风机。连续鼓风风压计示压力为 $10 \sim 30 \text{ kPa}$;风量 $0.20 \sim 0.4 \text{ m}^3/(\text{m}^2 \cdot \text{h})$ 。间断鼓风风压 $80 \sim 150 \text{ kPa}$;风量 $0.15 \sim 0.2 \text{ m}^3/(\text{m}^2 \cdot \text{h})$ 。

(3) 滤液排出系统。生产中应用的自动排液装置有浮子式和电动阀式两种。

(4) 真空过滤机过滤系统图如图 26-18 所示。

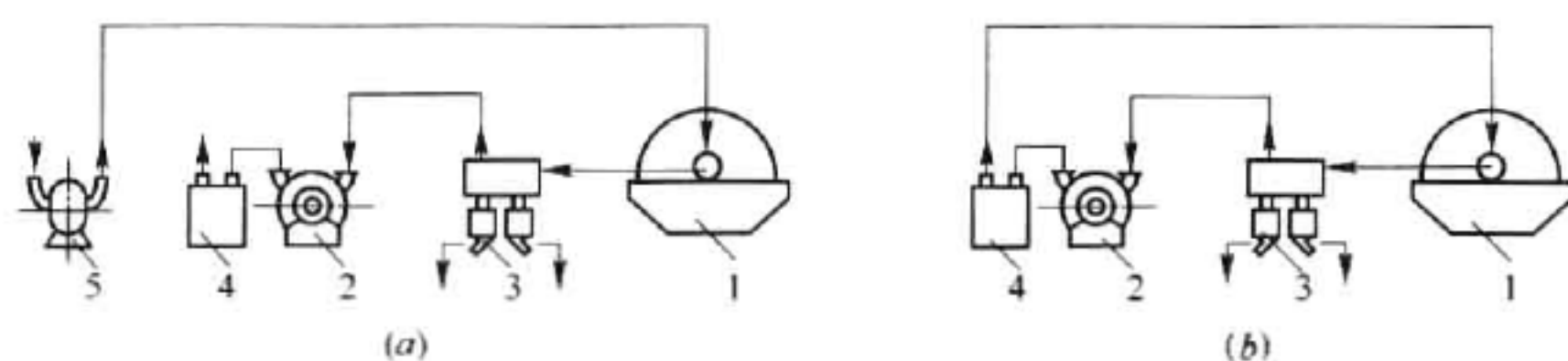


图 26-18 水环式真空泵与自动排液装置组成过滤系统

(a) 鼓风机吹风卸料; (b) 真空泵排料

1—过滤机; 2—水环式真空泵; 3—自动排液装置; 4—气水分离器; 5—鼓风机

间歇式过滤机,如压滤机常用于处理过滤困难的泥质氰化矿浆,因它可对滤饼进行长时间的洗涤,故只在特殊场所使用。

26.2.5.5 洗涤柱洗涤法

洗涤柱在有色金属的湿法冶金中(湿法炼锌)已得到应用,属于流态化洗涤的一种。中国某氰化厂虽曾用于氰化矿浆的洗涤试验,取得了良好的洗涤效果,但在氰化提金厂的生产中尚无应用的实例。

洗涤柱为一细长的圆形空心柱,上部粗,下部细。其中装有导流筒、矿浆分配器和洗涤

液分配器(见图 26-19)。矿浆从柱的顶部供入,洗液从洗涤段和压缩段的界面供入。在矿浆与水的逆流运动(处于流态化)中,固体物料被洗涤,并沉降于柱的底部而从排料管排出,含金溶液则从柱顶的溢流堰排出。

26.2.6 全泥氰化法提取金、银生产实践

26.2.6.1 全泥氰化法提取金、银生产实例

全泥氰化适用于含金石英脉氧化矿石。这类矿石金的嵌布粒度相对较粗,磨矿粒度一般在 80% ~ 90% - 0.074 mm 左右;矿石密度小,浸出矿浆浓度在 35% ~ 40%。矿石往往因氧化而含泥较多,故洗涤作业十分关键,洗涤率不宜定得太高;因原矿品位不高,一般采用一氰化浸出、一段洗涤工艺即可;由于贵液量大且品位不高,全泥氰化矿浆氰化物浓度较低,有害杂质的浸出率也低,因此,置换贫液绝大部分可返回磨矿、浸出和洗涤作业。国内采用常规全泥氰化工艺的有陕西太白黄金矿业有限责任公司太白金矿、赤峰柴胡栏子黄金矿业有限责任公司柴胡栏子金矿等。下面以柴胡栏子金矿为例介绍全泥氰化工艺及条件。

柴胡栏子金矿属中温热液裂隙充填含金石英脉型矿床。矿石为绢云母化蚀变岩及贫硫化物含金石英脉型,氧化程度深含泥高。矿石除金银外,主要矿物为褐铁矿。其原矿主要成分见表 26-19。

表 26-19 原矿成分分析结果

元素	Au	Ag	SiO ₂	CaO	MgO	Al ₂ O ₃	Fe	S	C
w/%	5.8(g/t)	6.46(g/t)	60.3	1.3	2.53	12.46	6.34	1.48	0.64

采用的全泥氰化提金工艺流程如图 26-20 所示。该工艺流程主要包括:

(1) 碎矿采用两段一闭路流程。用 1 台 250 × 400 颚式破碎机粗碎,1 台 150 × 750 细碎型颚式破碎机细碎,碎矿最终产品粒度 - 18 mm。

(2) 磨矿采用两段闭路磨矿流程。一段由 1 台 $\phi 1500 \times 3000$ 球磨机与 $\phi 1200$ 单螺旋分级机组成闭路;二段由 1 台 $\phi 1500 \times 3000$ 球磨机与 $\phi 150$ 旋流器组成闭路。一段分级机溢流与二段球磨机排矿合并用泵扬送给旋流器分级,溢流自流到 $\phi 15$ m 浓密机,浓密机溢流水返回磨矿系统,底流送氰化浸出作业。两段磨矿矿浆细度达到 - 0.075 mm 占 95%。

(3) 浓密机底流调至 40% 左右浓度,由泵送到 8 台串联的 $\phi 3000 \times 5000$ 轴流式机械搅拌浸出槽浸出,矿浆中 CaO 质量分数为 0.03% ~ 0.05%,CN⁻ 质量分数为 0.03% ~ 0.05%,浸出时间 32 h,金浸出率 92% 以上。浸出矿浆采用 2 台 $\phi 9$ m 三层浓密机串联在一起、成为六级逆流洗涤,浓密机溢流(贵液)自流至 200 m³ 的贵液池,底流进入污水处理系统。

(4) 贵液经沉淀后,经真空吸滤净化器过滤、脱氧塔脱氧,用 BMS20 - 635/25 板框压滤机进行锌粉置换,贫液全部返回洗涤作业。金置换率在 99% 以上,贫液品位 0.015 g/m³。置换金泥金品位约 6% ~ 8%,经干燥加入适量熔剂混匀,装入石墨坩埚在箱式电炉内熔炼 1.5h,产出合质金,品位在 90% 以上。技术指标见表 26-20,材料消耗见表 26-21。

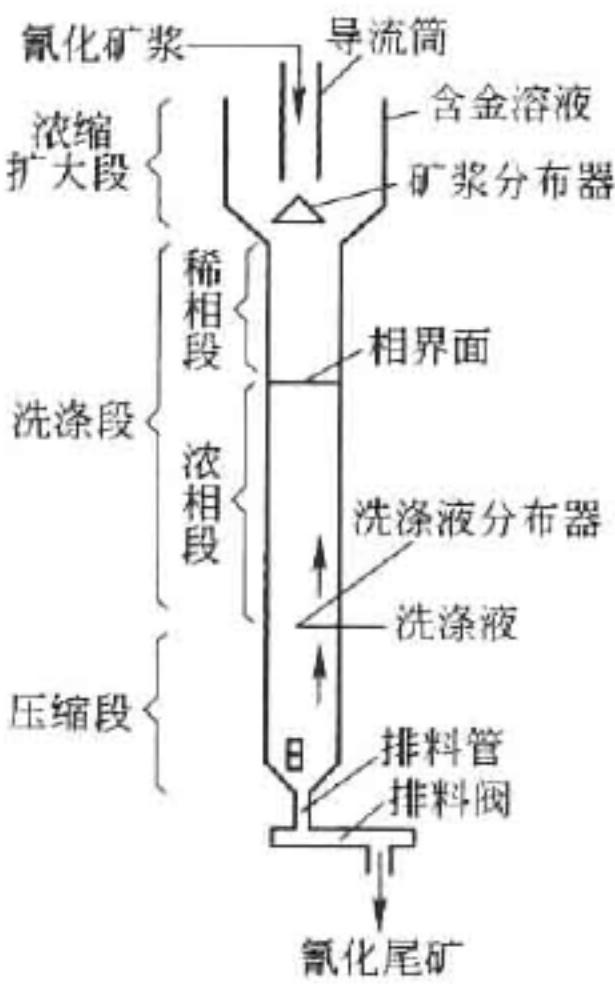


图 26-19 洗涤柱的原理和结构示意图



图 26-20 柴胡栏子金矿全泥氰化提金工艺流程

表 26-20 柴胡栏子金矿工业生产技术指标

原矿金品位 /g·t ⁻¹	氰化渣金品位 /g·t ⁻¹	贵液金品位 /g·m ⁻³	贫液品位 /g·m ⁻³	浸出率/%	洗涤率/%	置换率/%	总回收率/%
4.31	0.28	1.13	0.02	93.49	98.48	99.38	91.43

表 26-21 柴胡栏子金矿选冶工业生产材料消耗

氰化钠 /kg·t ⁻¹	锌粉 /kg·t ⁻¹	石灰 /kg·t ⁻¹	氰化电耗 /kW·h·t ⁻¹	絮凝剂 /kg·t ⁻¹	醋酸铅 /kg·m ⁻³	钢球 /kg·t ⁻¹	液氯 /kg·t ⁻¹
0.88	0.32	12.2	68.0	0.07	0.03	3.64	0.94

26.2.6.2 国内某些氰化厂的原料、产物及技术经济指标

国内氰化厂主要有三类：全泥氰化厂、浮选金精矿和硫铁矿烧渣氰化厂。处理矿石性质不同，成分各有差异，其化学成分见表 26-22。氰化产物贵液和贫液成分见表 26-23，金泥成分见表 26-24。氰化厂技术指标及主要材料消耗见表 26-25。

表 26-22 常规氰化厂原料化学成分(质量分数) (%)

项 目	厂 别	Au ^①	Ag ^②	Cu	Pb	Zn	Fe	CaO	MgO	SiO ₂	Al ₂ O ₃	S	C	As
全泥氰化	柴胡栏子	5.80	6.46	0.012	0.043	0.162	6.34	1.3	2.53	60.3	12.46	1.48	0.64	
	赛乌素	6.05		0.01	0.08	0.08		2.25	0.41	80.85	5.12	0.14	0.47	
浮选精矿 氰化	金厂峪	117.5	43.17	0.18	0.09	0.05	26.26	2.6		25.16	6.80	25.46		0.01
	三山岛	59.0	90.0	0.22	1.25	0.82	38.27	0.02	0.168	11.06	13.31	39.18		1.0
	新 城	82.5	121.0	0.67	0.98	0.21	43.15					43.72		
	五 龙	72.5	21.43	0.27	0.05	0.06	22.91	1.77	1.44	33.4	6.09	20.67		0.16
	遂 昌	98.7	2984	0.37		2.05	30.27	0.476	0.182	23.85	6.89	33.37		
硫酸烧渣 氰化	乳山化工厂	4.38	10.0	0.067	0.029	0.028	21.12	2.51	0.65	39.90	5.39	0.53	0.09	

① Au、Ag 单位为 g/t。

表 26-23 贵液和贫液主要成分 (mg/L)

项 目	厂 别	Au	Ag	Cu	Pb	Zn	Fe	CaO	SiO ₂	CN ⁻	CNS ⁻	悬浮物
贵 液	新 城	10.3	12.86	256	0.07	16				340	320	
	金厂峪	13.41		340		86	3.8	300	116	476	1120	119
	玲 珑	10.12		761						1293	1465	200
贫 液	金厂峪	0.045	0.63	294	9.0	139	2.07	400	95	520	800	
	玲 珑	0.04		739				380		1285	1443	

表 26-24 金泥成分(质量分数) (%)

厂别	Au	Ag	Cu	Pb	Zn	Fe	S	SiO ₂	CaO	MgO	Al ₂ O ₃
金厂峪	17.96	3.57	8.57	7.63	42.26	0.45	0.45	0.43	0.11	0.024	0.082
新 城	21.59	23.42	2.86	5.32	29.30	1.2	6.31				
大水清	4.72	6.08	38.0	5.35	12.86	1.15	1.75	2.5	2.78	0.15	0.72
赤卫沟	1.929	3.39	0.91	8.27	16.75	1.4	0.16	20.78	19.84		
乳山化工厂	20.23	30.97	12	8.36	5.4	2.88	1.43	3.81	3.39	0.52	0.57

表 26-25 氰化厂技术指标及主要材料消耗

厂矿名称	氰化原矿含金/g·t ⁻¹	氰渣含金/g·t ⁻¹	贵液含金/g·m ³	贫液含金/g·m ⁻³	浸出率/%	洗涤率/%	置换率/%	氰化总回收率/%	主要材料消耗/kg·t ⁻¹				电耗/kW·h·t ⁻¹
									氰化钠	锌粉	醋酸铅	石灰	
金厂峪	137.42	3.56	17.87	0.016	97.29	99.79	99.91	97.0	6.51	0.60	0.18	7.7	
玲 珑	53.76	1.38	9.03	0.01	97.43	99.85	99.73	97.02	8.16	0.24			22.64
新 城	81.13	1.64	10.03	0.02	97.98	99.28	99.81	97.09	5.7	0.4	0.003	9	30.1
五 龙	100.00	5.45	42.26	0.6	94.46	98.86	98.58	93.12	5.18	1.17			
焦 家	108.00	1.74			98.34	99.73	99.95	98.03	6.44	0.44			34.2
大水清	84.30	2.29	4.75	0.18	97.16	99.44	98.93	95.58	12.94	0.79	0.06	5.5	
三山岛	55.15	1.91	10.0	0.02	96.53	99.28	99.75	95.59	3.79	0.33	0.03	4.0	40
遂 昌	66.46	0.51			98.39	99.92	99.29	94.92	9.0	4			
赤卫沟	3.84	0.31	1.65	0.04	91.90	97.26	97.70	87.32	1.6	0.67		6.5	79
柴胡栏子	4.31	0.28	1.13	0.02	93.49	98.38	99.38	91.43	0.88	0.32	0.04	12.6	
赛乌素	6.01	0.31	2.66	0.02	95.39	98.21	99.25	92.98	0.61				
乳山化工厂	3.76	1.21	0.67	0.01	67.68	95.05	97.16	62.47	1.08	0.05	0.002	47	

26.2.7 锌置换法从氰化浸出溶液中回收金、银

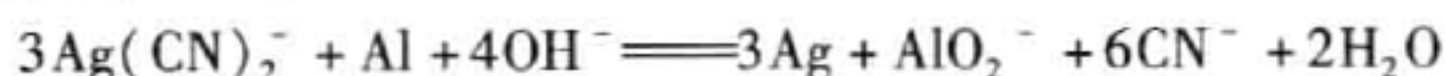
从含金溶液中回收金、银的方法有：锌置换、活性炭吸附、离子交换树脂吸附、铝置换、电积和萃取等方法。

在生产实践中采用哪种方法取决于含金氰化液的组成。从含金较富的氰化液中回收金、银以采用锌、铝或电积等直接还原为好；但若从低浓度金溶液中回收金、银则应以活性炭

或离子交换树脂吸附富集回收更为有利。

从氰化法发展开始直到现在,锌置换法一直是从含金贵液中沉金的主要方法。这是由于该法过程简单、金、银还原得彻底,金泥处理容易。但是,从20世纪70年代开始,活性炭吸附和树脂吸附法在全世界得到广泛应用,吸附法的作用和地位得到显著提高。

铝置换法曾用于银矿氰化过程。与锌不同,铝与 CN^- 不形成络合物,而形成 AlO_2^- ,因此,用铝置换时可再生 CN^- 。

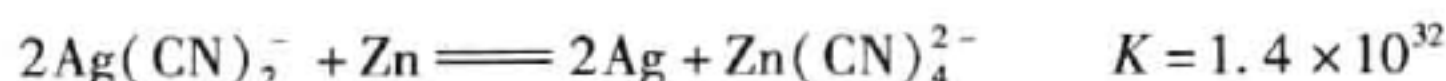
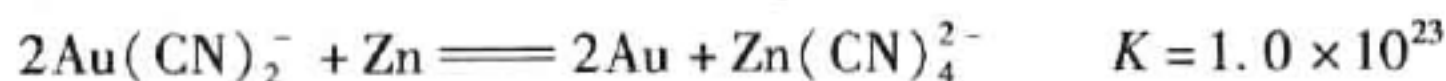


但是,用铝置换金的效果比置换银差,并且在氰化物溶液含Ag不小于60 g/t时,沉金才达到完全。此外,用铝作沉淀剂时,沉淀速度较慢,特别是在有 Ca^+ 的氰化溶液中铝会形成铝酸钙(CaAl_2O_4)与金一起沉淀,不利于金的后续处理,因此铝置换法没有得到推广。

电积法只有在高浓度金氰化液中应用才有利(如解吸液的电解),萃取法尚处在研究中,还没有在工业上得到应用。

26.2.7.1 锌置换沉淀的理论基础

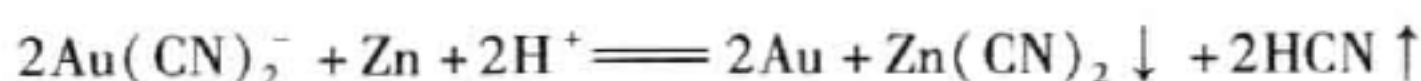
在氰化物溶液中,锌的标准电位 -1.26V ,比金(-0.68V)、银(-0.31V)的电位更负,因此,金属锌很容易从氰化物溶液中置换出Au、Ag,反应为:



接近工业条件下的 $\varphi - \text{pH}$ 图中,氰化溶锌线⑭位于氰化溶金线⑨、氰化溶银线⑩的下方,表示锌是 $\text{Au}(\text{CN})_2^-$ 、 $\text{Ag}(\text{CN})_2^-$ 的强还原剂。

从图26-1看出,线⑭与线⑨、⑩接近是平行的,所以,它们之间的垂直距离无最大值,故加锌置换金、银无最佳pH值问题。但这并不是说加锌时不需要控制溶液的pH值,因为还需考虑其他副反应的发生。

当pH值为6.8~7.5时,锌还原时将产生 $\text{Zn}(\text{CN})_2$ 固体和剧毒的HCN气体。



在pH值为11.5~13.75时锌还原时产生 $\text{Zn}(\text{OH})_2$ 固体。



产生的 $\text{Zn}(\text{CN})_2$ 、 $\text{Zn}(\text{OH})_2$ 将沉淀在锌和金的表面上,妨碍锌进一步置换金,并使金泥品位下降。当pH值大于13.75时锌还会生成可溶性 ZnO_2^{2-} ,不但影响金沉淀,还增加锌的消耗。

综上所述,从热力学上看,用锌粉置换金银,氰化液应保持pH值在10.5~11.5为宜。

由图26-1中还能看出,氧线①与金线⑨的垂直距离,大于金线⑨与锌线⑭的垂直距离,说明氰化物溶液中如有氧存在,金有可能反溶。

由此可见,为了减少锌耗和防止金反溶,加锌沉淀前应把溶液中的氧除去。

从 $\varphi - \text{pH}$ 图可看出,锌被氧化后的产物,随pH值由低到高,依次为 $\text{Zn}(\text{CN})_4^{2-}$ 、 $\text{Zn}(\text{OH})_2$ 、 HZnO_2^- 和 ZnO_2^{2-} 。热力学计算表明:它们的稳定区域还与溶液中总氰化物浓度有关。在总氰化物浓度不变时,不溶氢氧化锌的稳定范围随总 Zn^{2+} 浓度增加而加大。当氰化物总浓度为 10^{-3} mol/L ,锌浓度只要在 $4 \times 10^{-5} \text{ mol/L}$ 以下时,任何pH值范围内都不生成 $\text{Zn}(\text{OH})_2$ 沉淀。

从碱和游离氰化物都不够的溶液中沉金、银时,会生成白色沉淀,其主要组成就是 $\text{Zn}(\text{OH})_2$ 和 $\text{Zn}(\text{CN})_2$ 。因此,为了防止白色沉淀生成,沉淀金、银的溶液中要有足够的碱和氰化物。此外,对溶液预先脱氧也是最有效的防止白色沉淀生成的措施。如不脱氧,防止白色沉淀出现的氰化物质量分数是 0.05% ~ 0.08% 以及同样的碱;如果预先脱氧,则可降至 0.02% ~ 0.03%。

金的沉淀速度受 $\text{Au}(\text{CN})_2^-$ 向阴极区(锌粒)表面的扩散速度的影响。

因此,为了加速置换反应,可采用增加扩散速度的方法,如增加阴极表面积,采用细粒锌粉,强化搅拌,提高温度等。

此外,用可溶性的铅盐(醋酸铅、硝酸铅)溶液处理锌粉,在锌表面上置换出一层疏松的海绵铅,它具有非常大的比表面,可加速金沉淀过程。

在实践中,含金氰化溶液在沉淀金以前大都进行脱氧处理。脱氧后的溶液从锌粉层渗滤而过,完成沉金过程。此外,在置换过程中,含金贵液(金浓度高)与活性差的(已置换有金属的)锌接触,而低浓度含金溶液随着过滤进入到最新鲜的锌粉层,即按逆流原理进行,从而提高了金的沉淀速度,使置换进行的完全。

根据以上分析,沉淀贵金属应控制下列因素:

- (1) 溶液预先净化和脱氧;
- (2) 采用具有大比表面积的金属锌粉;
- (3) 添加可溶性铅盐;
- (4) 氰化物和碱浓度足够高,但不应过高;
- (5) 用渗滤法(过滤法)进行置换。

26.2.7.2 锌置换工艺条件

为了取得好的效果,锌置换通常需具备下列条件:

- (1) 控制含金溶液中氰离子的质量分数不低于 0.02%,生产中常控制在 0.03% ~ 0.06%;碱在 0.01% 左右。
- (2) 脱氧处理后,溶液中溶解氧质量浓度在 0.5 mg/L 以下。
- (3) 锌用量受多种因素影响,如被置换金属量、锌粉质量、脱氧效果、置换时间等。通常为 15 ~ 50 kg/m³,锌粉中 Zn 质量分数大于 95%,细度 95% - 0.043 mm。
- (4) 可溶性铅盐能加速金的沉淀过程,并能除去溶液中的硫离子。生产中常用的铅盐为硝酸铅和醋酸铅,通常全泥氰化含金贵液用量为 5 ~ 10 g/m³,浮选精矿氰化为 50 ~ 100 g/m³。
- (5) 锌置换一般在常温下进行。生产中一般保持在 15 ~ 30℃。
- (6) 贵液中的悬浮物、矿泥在置换中会污染锌的表面,降低置换速度;会堵塞滤布,影响金泥的质量。生产中要求贵液中悬浮物质量浓度在 5 mg/L 以下。

26.2.7.3 含金贵液的净化和脱氧

A 净化

氰化浸出矿浆,经洗涤、过滤产出的含金溶液(贵液或母液),其中尚含有少量矿泥和难于沉淀的悬浮颗粒。从贵液中澄清除去矿泥和悬浮物的设备有板框式真空过滤器、管式过滤器、压滤机、砂滤箱或沉淀池等。

板框式真空过滤器的结构如图 26-21 所示。它是由长方形槽、内装若干片过滤板框组成。板框外套滤布、一端与真空汇流管相连、用以过滤贵液。管式过滤器是目前使用较多的

设备,其结构见图 26-22。

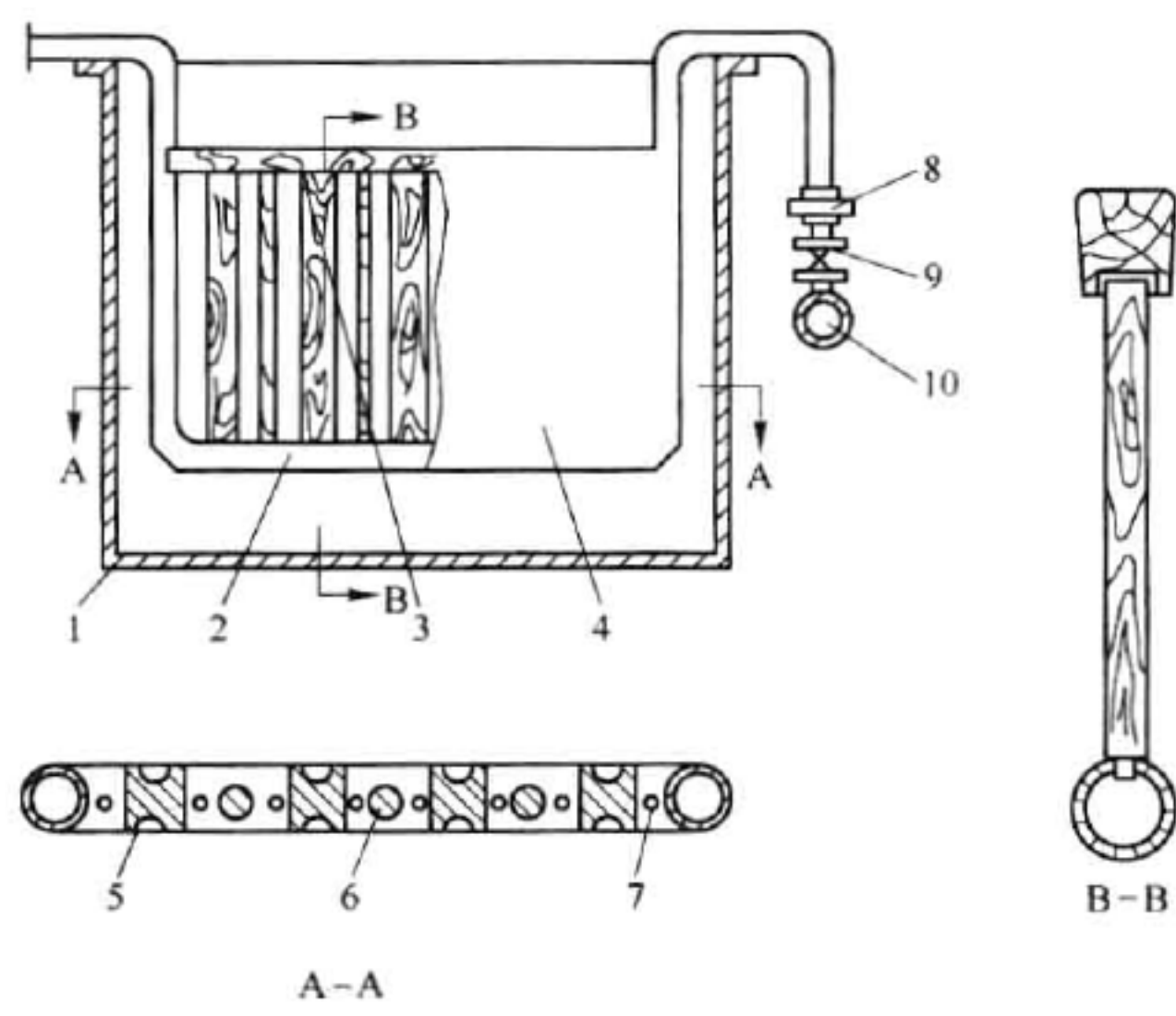


图 26-21 板框式真空过滤器

1—槽体;2—U 形管架;3—上口横梁;4—滤布袋;5—工字形算条;
6—圆形算条;7—进液口;8—活节;9—环阀;10—真空吸液管

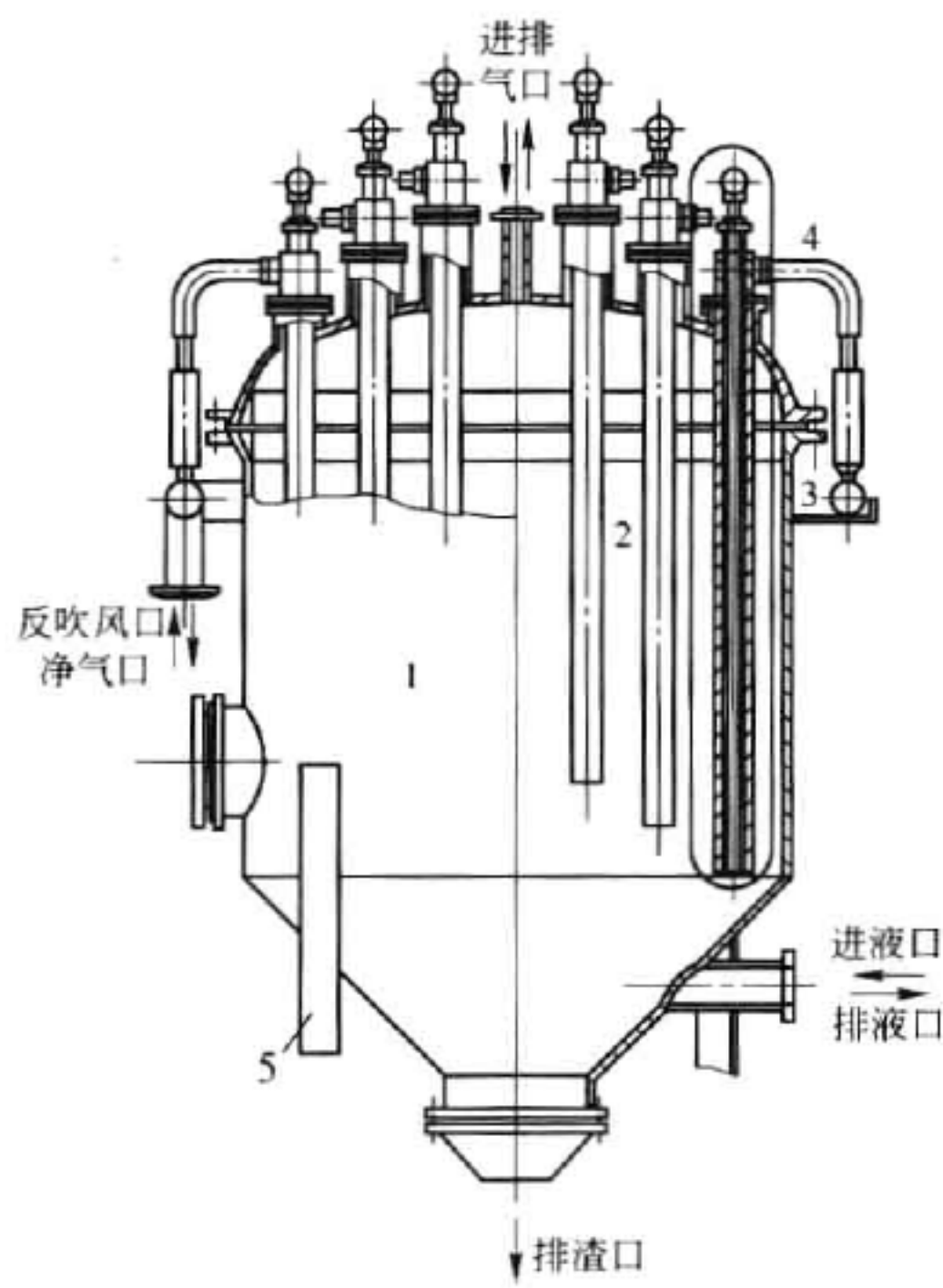


图 26-22 管式过滤器

1—罐体;2—过滤管;3—聚管流;4—连接支管;5—支架

有些小型矿山则使用砂滤箱和沉淀池。砂滤箱是在箱的假底上铺滤布,滤布上分别装有厚 120 ~ 150 mm 的砾石层和厚 60 mm 的细砂层。砂滤箱结构简单,生产效率低,澄清效

果差,常与框式澄清机等配合使用。

澄清作业中对生产影响最大的是滤布被碳酸盐、硫化物或矿泥沉淀所堵塞。为消除这些有害影响,通常取消过滤与澄清之间的中间贮液槽,缩短贵液与空气接触的时间,以减少空气中二氧化碳溶解入溶液中,并且定期清理洗涤澄清设备和用 1% ~ 1.5% 稀盐酸洗涤滤布,以清除碳酸钙沉淀。

B 脱氧

贵液中有较高的溶解氧,在锌置换金时,会使金的沉淀速度变慢,且沉淀不完全;会使已沉淀金反溶解和增大锌的消耗。为此在进行置换前,需除去贵液中溶解氧。

脱气通常采用真空除气塔,其结构如图 26-23 所示。溶液从塔顶进液管给入塔内,通过填料使溶液的表面积增大;在真空泵的吸力下,溶液中溶解的氧被真空泵抽出而实现除气。为了保持塔中贵液有一定的液面,装有自动液位调整系统。塔内的真空度为 79.99 ~ 86.66 kPa,除气后的贵液中氧质量浓度为 0.6 ~ 0.8 mg/L。当使用克劳塔除气时,进入塔内的溶液呈稀薄的膜状,真空度大于 93.33 kPa,可除去溶液中溶解氧的 95%,除气后贵液中氧质量浓度低于 0.5 mg/L。新近使用的双层真空水冷除气器,能将贵液中的氧量质量浓度降至 0.1 mg/L 以下。

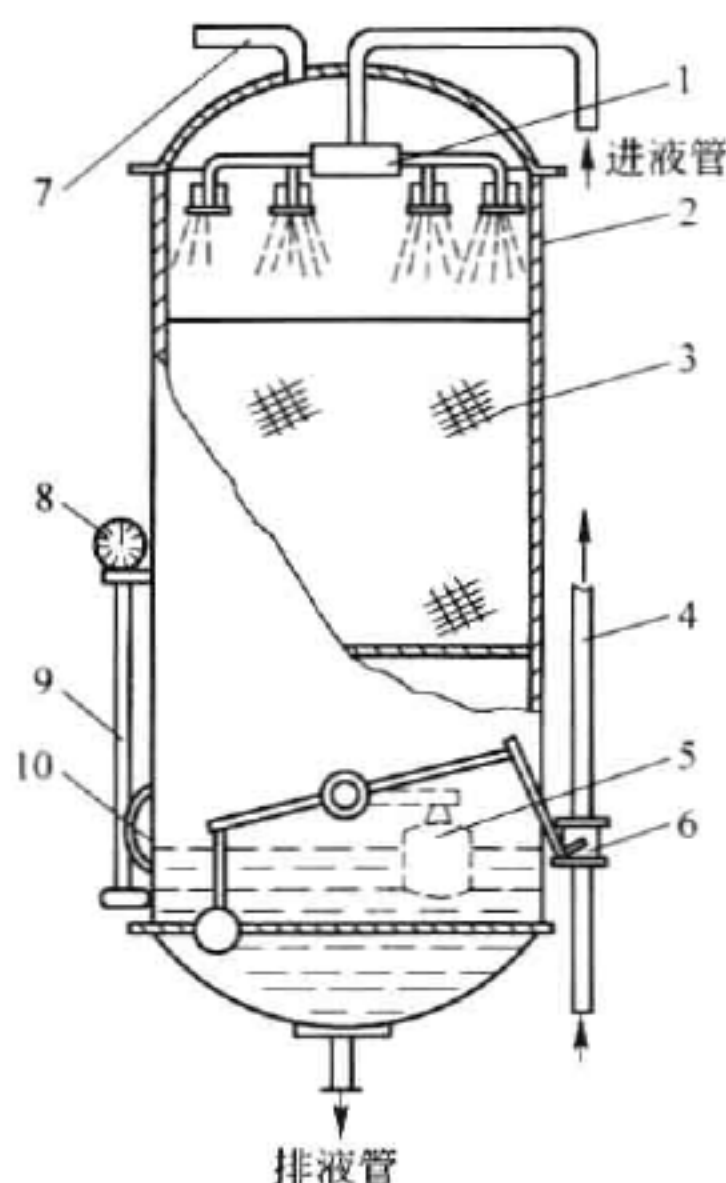


图 26-23 除气塔

1—淋液器;2—外壳;3—点波填料;4—进液口;5—液位调节系统;6—蝶阀;
7—真空管;8—真空表;9—液位指示管;10—人孔口

26.2.7.4 锌粉置换沉淀金、银方法

锌置换法沉淀金,目前常用的方法有锌丝沉淀法和锌粉沉淀法。

A 锌丝置换沉淀法

锌丝置换法回收金的工艺始于 1889 年。所用设备为置换沉淀箱,通常由木板、钢材或混凝土制成。其结构如图 26-24 所示。箱是用金属锌在车床上车削成厚 0.02 ~ 0.04 mm,宽 1 ~ 3 mm 的车屑。箱置于铁框中筛网上,含金贵液流入锌箱通道,即由前向后、由下向上

通过每一格锌箱,达到贵液与锌丝的接触,实现置换作用。

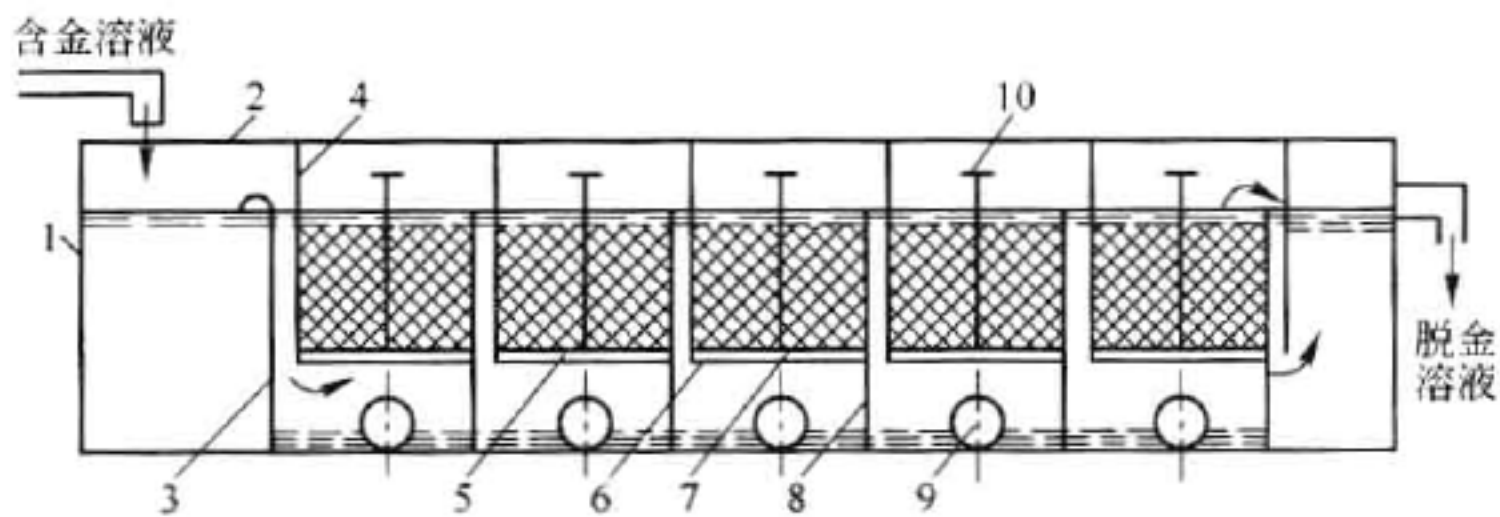


图 26-24 锌丝置换沉淀箱

1—箱体;2—箱缘;3—下挡板;4—上挡板;5—筛网;6—铁筐;7—锌丝;8—金泥;9—排放口;10—把手

锌丝置换法具有设备简单,容易操作,不耗动力等特点;缺点是锌丝消耗量大,金泥含锌高,生产 1kg 金约需锌丝 4 ~ 20 kg,NaCN 损耗量也大,设备占地面积大。故锌丝置换法在大中型矿山现已多为锌粉置换法所取代。

B 锌粉置换沉淀法

锌粉置换沉淀法回收金,是目前较广泛使用的方法。所用的沉淀设备有用压滤机的也有用置换槽的。后来发展起来的梅里尔·克劳法是锌粉置换沉淀法中一种典型的方法,被世界上一些主要氰化工厂所选用。

锌粉置换沉淀法用的锌粉,由蒸馏锌制得,要求锌质量分数在 95% ~ 97% ,铅 1% 左右,粒度小于 0.01 mm。锌粉容易氧化,形成的 ZnO 对金不起还原作用,故应在密封容器中贮存和运输。

(1) 压滤机锌粉置换法。这种方法是由一种锌粉胶带式给料器,连续向锥形混合槽给入锌粉,并于过滤机板框上挂成锌粉置换层进行。置换系统如图 26-25 所示。脱氧后的贵液取部分放入锥形混合槽与锌粉混合成锌浆从槽底部排出,与用潜水离心泵(离心泵浸于含金溶液池中,以防止吸入空气)抽送的其余脱气液合并一起送压滤机或框式过滤机,于过滤机置换并在过滤同时产出金泥并分离出贫液。

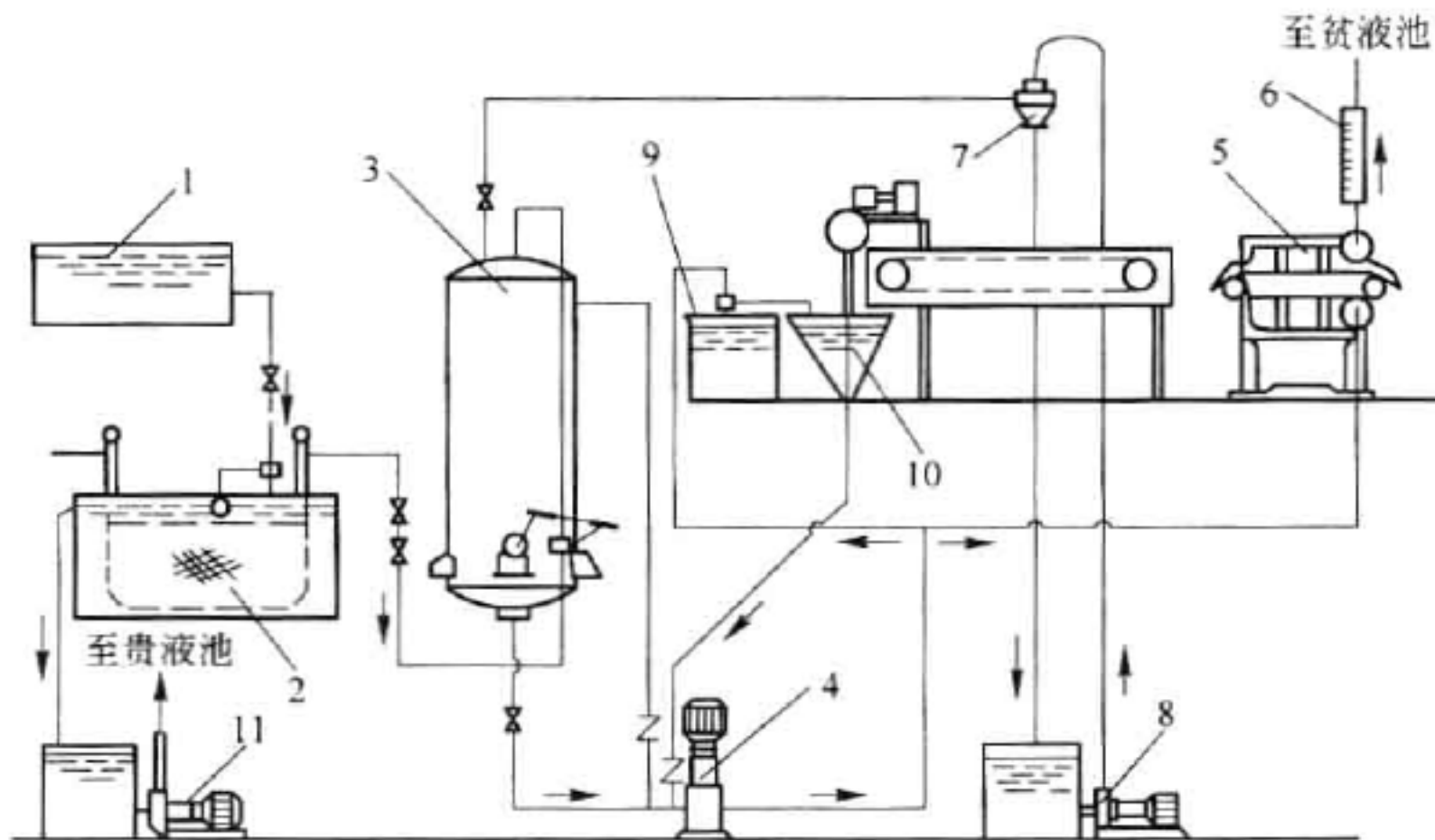


图 26-25 压滤机锌粉置换设备连接图

1—贵液池;2—净化槽;3—脱氧塔;4,8,11—水泵;5—压滤机;6—流量计;
7—水力喷射泵;9—液流调节桶;10—锌粉漏斗

(2) 置换槽锌粉置换法。该法是在置换沉淀器(槽)中进行金置换并沉淀出金泥,所用的设备如图 26-26 所示。设备主要由混合槽和沉淀器组成。置换沉淀器为一锥形底的圆槽。槽内安装有 4 只铺布袋过滤片的框架,呈放射状固定于中心管上。框架呈 U 形,一端铺设过滤片,另一端通过支管与真空泵和离心泵相连。锌粉连续加入混合槽,用滴液管滴加硝酸铅或醋酸铅溶液,使其在锌粉表面生成铅膜以强化锌粉的置换能力,铅盐的加入量为锌粉质量的 10%。脱气溶液和锌粉在混合槽内混合后,由槽底自流入置换沉淀器,并在螺旋桨和小叶轮的作用下,锌浆沿中心管上升。借助真空泵的吸力金泥沉积于滤布上,贫液透过滤布经支管由总管排出。根据生产实践,金的置换沉淀主要不是发生在与锌粉混合的时候,而是发生在含金溶液穿过滤布表面锌粉层过滤的时候。为了使置换沉淀槽在滤布表面上能迅速形成锌粉沉淀层,需在开始过滤时,直接往敞口置换沉淀槽内加入形成锌粉沉淀层总量一半以上的锌粉,以有利于金泥的沉淀。尽管置换沉淀槽是敞口的,空气直接与锌浆表面接触,但由于过滤速度很快,所以,锌浆没有吸入多少氧。由于卸出金泥是间歇的,所以,当进行连续置换沉淀时,应备有 2~3 只置换沉淀槽供交替使用。锌粉的消耗量视溶液的含金量而定,一般为 $15 \sim 50 \text{ g/m}^3$ 。

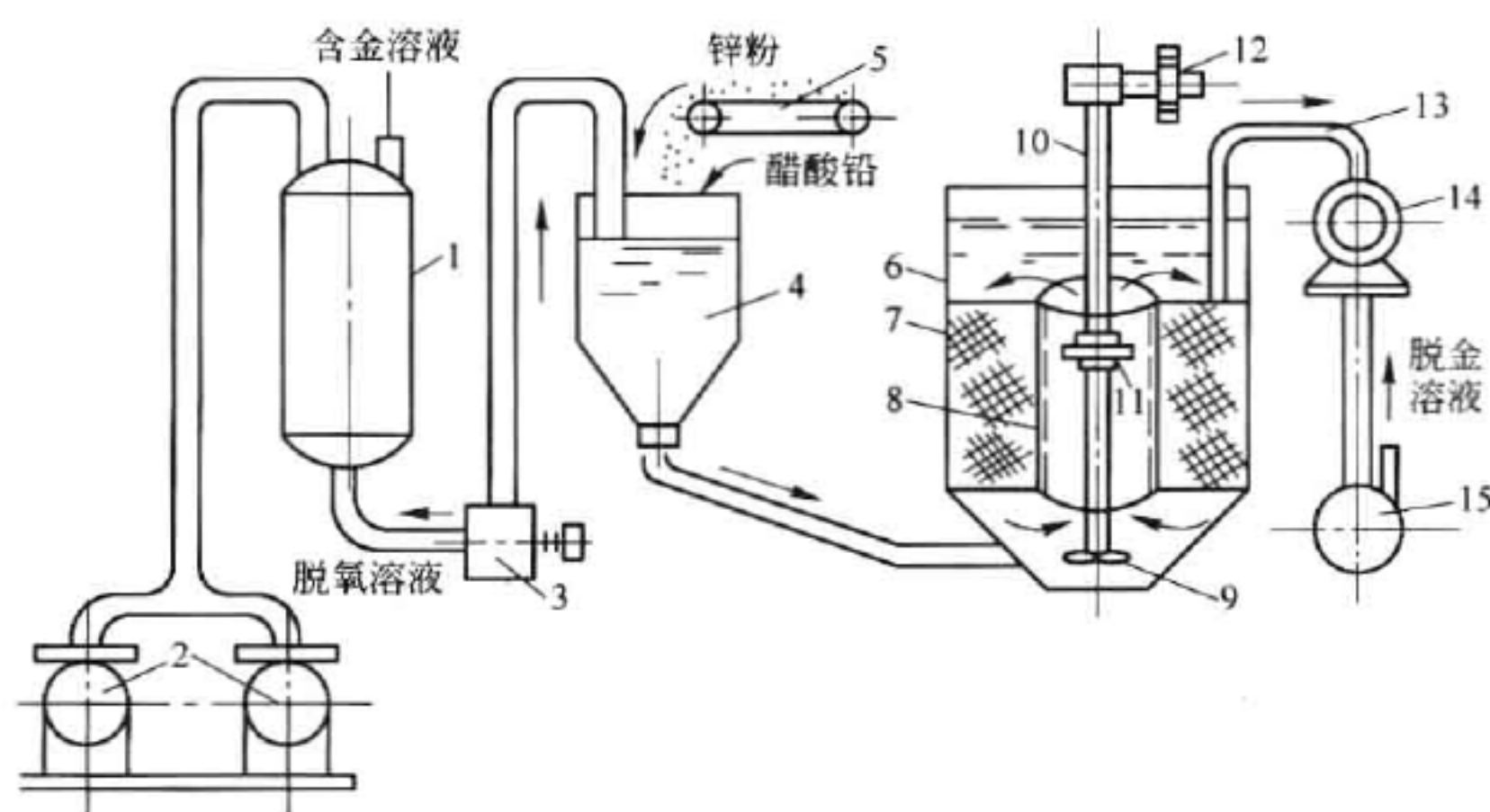


图 26-26 置换槽锌粉置换设备系统

- 1—除气塔;2—真空泵;3—潜水离心泵;4—混合槽;5—给粉器;6—置换沉淀槽;7—布袋过滤片;8—中心管;
9—螺旋桨;10—中心轴;11—小叶轮;12—传动机构;13—支管;14—总管和真空泵;15—离心泵

(3) 连续加锌粉置换沉淀法。该系统结构如图 26-27 所示。该法置换作业是将脱气后的贵液直接抽送至乳化器,而锌粉通过连续加料机也加入乳化器并与溶液乳化。锌粉加入量 $15 \sim 70 \text{ g/t}$ 。金的沉淀在加锌后立即发生。乳化后的溶液在真空沉淀室中置换并沉淀出金。经一定时间,溶液中 99% 以上的金被还原沉淀,贫液中金约 0.02 g/t 。沉淀物的过滤通常使用框式过滤机或压滤机。连续生产时,从过滤机中清理沉淀物的周期为 3~28 d,沉淀物送熔炼合质金锭。该系统已实现计算机控制,每隔 15 min 自动取样一次,根据测定结果自动调节锌粉加入量,并自动控制各项作业。

26.2.7.5 锌粉置换生产实例

A 河北金厂峪金矿氰化厂

河北金厂峪金矿氰化厂锌粉置换设备连接图如图 26-28 所示。净化采用 75 m^2 板框式

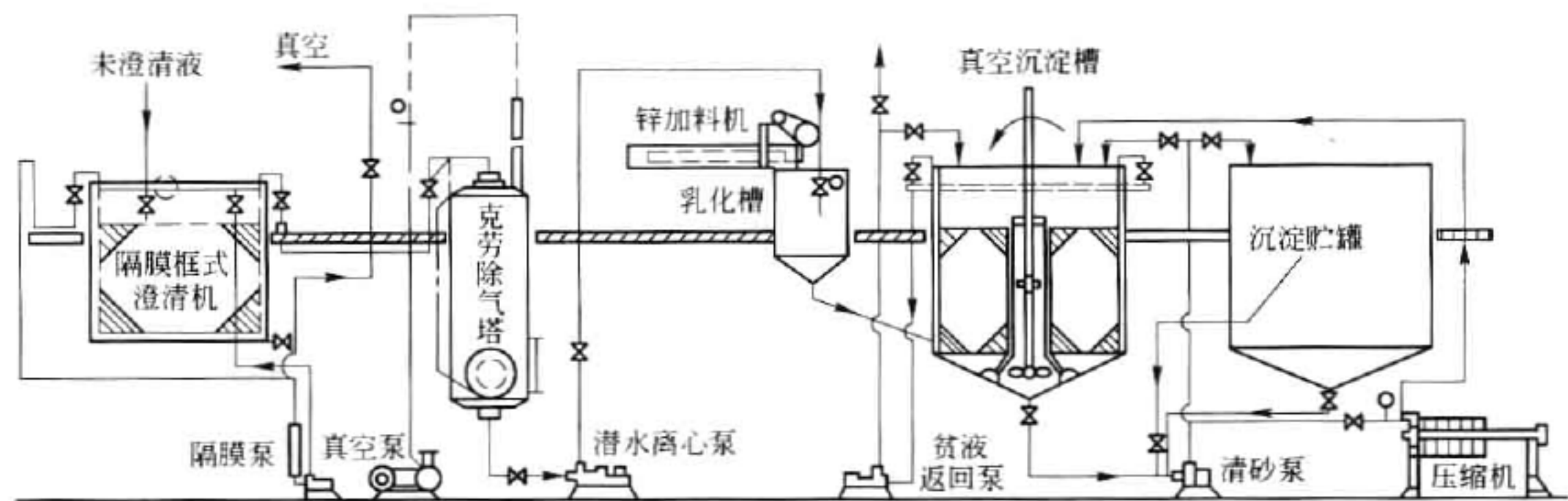


图 26-27 梅里尔·克劳 (Merrill Crowe) 法的设备系统

真空过滤器,铁板箱体为 3 m×1.6 m×2 m,内装 18 片 1.5 m×1.5 m 外套帆布袋的过滤片,2 台过滤器交替使用。脱氧塔为 $\phi 1000\text{ mm}\times 3500\text{ mm}$,以木格板为填料,配有 ZBA-60 型水喷射泵真空装置,脱氧液用 2BA 型水封泵打入置换压滤机。置换采用 BMJ20/635×25 型板框压滤机,滤板上铺帆布和滤布,不用助滤剂。锌粉加料装置由 $\phi 120\text{ mm}$ 圆盘式加料机与底锥式混合器组成。河北金厂峪金矿氰化厂锌粉置换条件及指标见表 26-26。

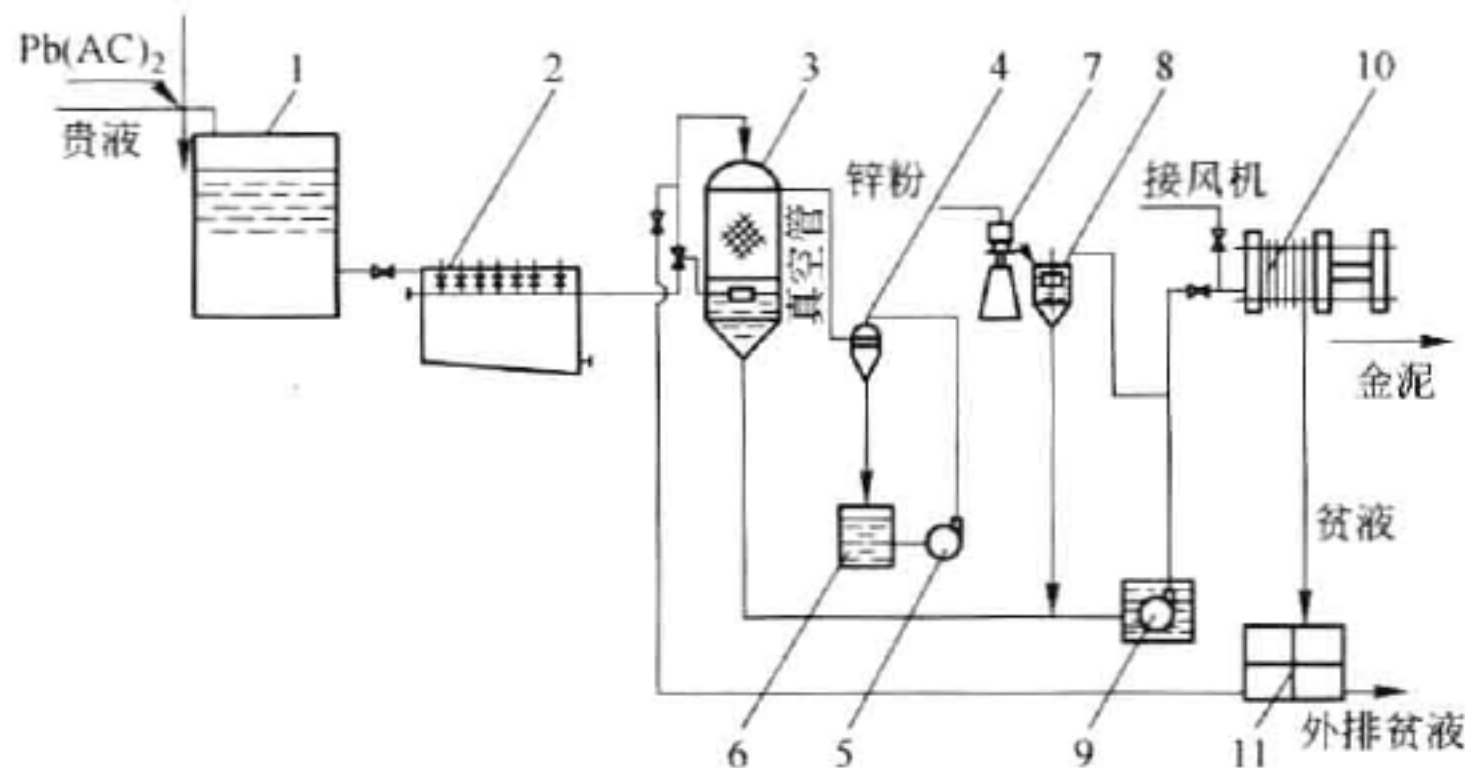


图 26-28 锌粉置换设备连接图

1—贵液贮池;2—澄清槽;3—脱氧塔;4—水力喷射泵;5—水泵;6—水池;
7—锌粉加料机;8—锌粉混合器;9—水封泵;10—板框压滤机;11—贫液池

表 26-26 河北金厂峪金矿氰化厂锌粉置换条件及指标

项 目	条件(指标)
贵液量 / $\text{m}^3 \cdot \text{d}^{-1}$	200 ~ 220
贵液 CN^- 质量分数/%	0.04 ~ 0.05
氧化钙质量分数/%	0.02 ~ 0.03
醋酸铅质量分数/%	0.003
悬浮物质量浓度/ $\text{g} \cdot \text{m}^{-3}$	10 ~ 20
真空度/kPa	93 ~ 96
脱氧液氧质量浓度/ $\text{g} \cdot \text{m}^{-3}$	小于 0.25
锌粉用量/ $\text{g} \cdot \text{m}^{-3}$	80
贵液金质量浓度/ $\text{g} \cdot \text{m}^{-3}$	16 ~ 18
贫液金质量浓度/ $\text{g} \cdot \text{m}^{-3}$	0.02 ~ 0.006
金泥品位/%	15 ~ 20
金置换率/%	99.87 ~ 99.90

金厂峪贵液成分和金泥成分见表 26-27 和表 26-28。

表 26-27 贵液成分 (g/m³)

Au	CN ⁻	CNS ⁻	总 CN ⁻	CaO
13.41	476	1120	1260	300
SiO ₂	Cu	Fe	悬浮物	
116	340	3.8	119	

表 26-28 金泥成分(质量分数) (%)

Au	Ag	Cu	Pb	Zn
17.96	3.57	8.57	7.63	42.26
Fe	SiO ₂	CaO	MgO	Al ₂ O ₃
0.45	0.43	0.11	0.024	0.082

B 山东黄金集团有限公司玲珑金矿氰化厂

玲珑金矿氰化厂锌粉置换工艺流程如图 26-29 所示,工艺条件及技术指标见表 26-29。浸出贵液先经贵液池(125 m³)沉淀,悬浮物由 200 ~ 300 mg/L 降至 60 mg/L 左右,然后进入 2 台板框式真空过滤器净化,框式过滤器规格为 1.6 m × 2.1 m × 1.5 m,2 台同时使用,净化后贵液含悬浮物 5 mg/L 以下,由真空吸入脱氧塔脱氧。脱氧塔规格 φ1000 × 3500。配 ZSB—60 型水喷射泵真空装置,脱氧塔内放置 1800 ~ 2000 mm 高的塑料点波填料。贵液脱氧后氧质量分数由 8 mg/L 降到 1.5 mg/L 以下。脱氧液用 GNL3 - B 型立式离心水泵压入置换压滤机。置换采用 BAJ20/635 × 25 型压滤机 2 台,生产中交替使用。加锌粉设备由交代加料机与斗式混合器组成。

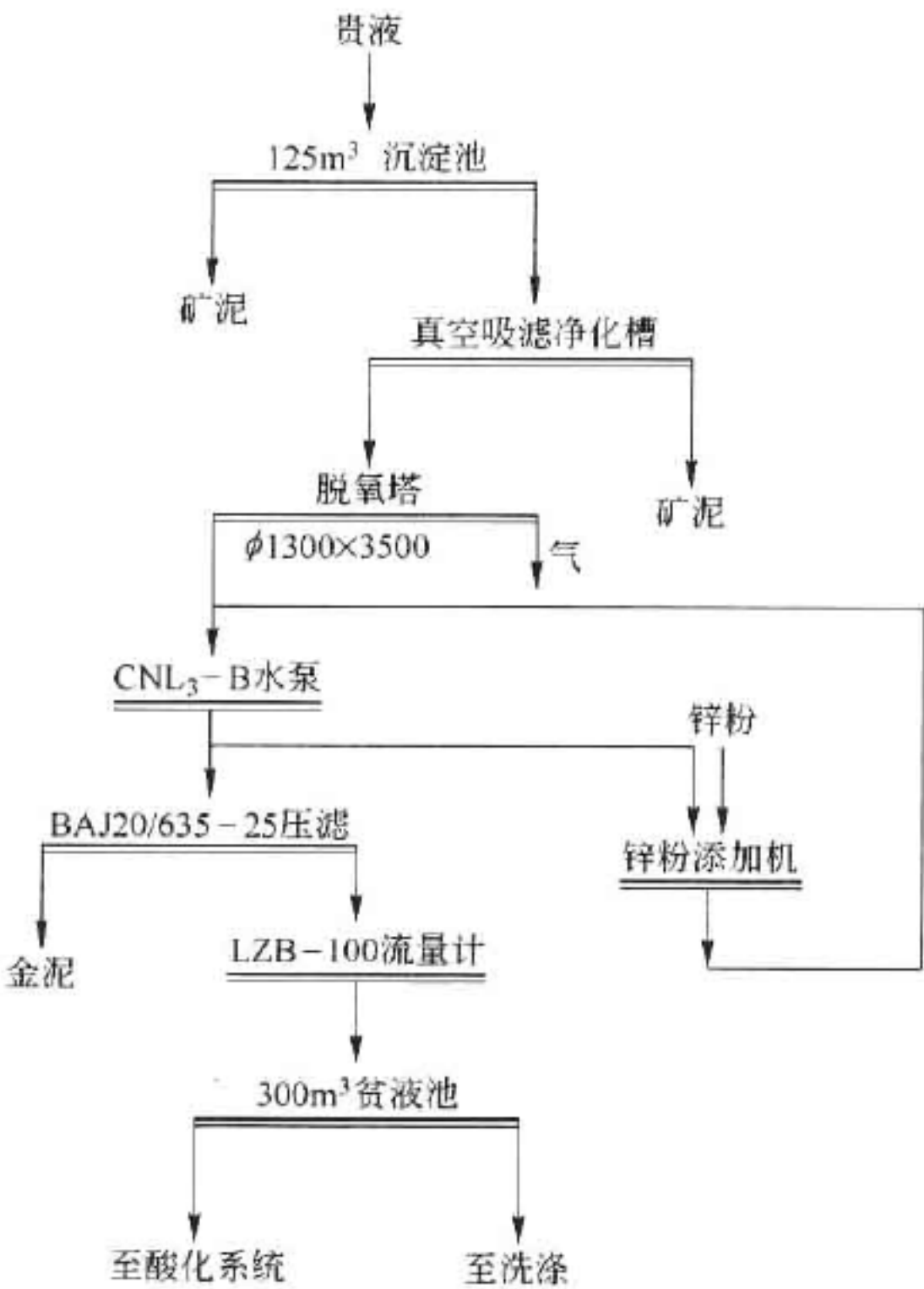


图 26-29 玲珑金矿氰化厂锌粉置换工艺流程

表 26-29 玲珑金矿氰化厂锌粉置换工艺条件及技术指标

项 目	条件(指标)
贵液量 / $\text{m}^3 \cdot \text{d}^{-1}$	330
贵液 CN^- 质量分数/%	0.03 ~ 0.05
氧化钙质量分数/%	0.03
醋酸铅用量/ $\text{g} \cdot \text{m}^{-3}$	5.5
悬浮物质量浓度/ $\text{g} \cdot \text{m}^{-3}$	5
真空度/ kPa	
脱氧液氧质量浓度/ $\text{g} \cdot \text{m}^{-3}$	1.5
锌粉用量/ $\text{g} \cdot \text{m}^{-3}$	30
贵液金质量浓度/ $\text{g} \cdot \text{m}^{-3}$	3.424
贫液金质量浓度/ $\text{g} \cdot \text{m}^{-3}$	0.0283
金泥品位/%	7.992
金置换率/%	99.17

26.2.7.6 锌置换金泥的熔炼

从含金氰化液中加锌沉淀产出的金泥,组分是很复杂的,金的质量分数一般大于 20%。干燥的金泥组分见表 26-30。

表 26-30 某厂金泥成分(质量分数) (%)

Au	Ag	Pb	Cu	Zn	S	其他
19.30	1.88	8.74	0.47	48.17	4.19	余量

锌置换金泥的熔炼方法,取决于金泥各组分的含量。通常,金泥中除含金、银外,主要含有锌、铅、硫、铜等杂质,特别是过量的锌较多。因此,金泥熔炼多采用湿法和火法相结合的冶金工艺,先将溶于稀酸的锌等物质除去,而后熔炼产出合质金锭并回收其中所含的有价金属。冶金过程包括:预处理和熔炼产出含金、银和铜的合质金锭,并将熔炼炉渣磨碎经混汞回收粗粒金后,尾渣送氰化厂处理或者出售给冶炼厂(通常是铜冶炼厂)处理。

锌置换金泥的火法熔炼,过去一直沿用坩埚熔炼法。近代通常使用小型转炉、反射炉或电炉。当金泥含硫很高时,为了减少熔剂消耗,某些工厂才使用石墨坩埚炉熔炼,这样可以既产出合质金又产出铜铈。

目前,锌置换金泥常用熔炼方法有下面几种。

A 酸浸 - 熔炼法

在酸浸 - 熔炼法中,金泥先经硫酸处理以溶解锌,再倾析洗涤和过滤除去硫酸锌和其他可溶盐后,干燥的滤饼加熔剂熔炼。为了除铜,在用硫酸处理时可加少量硝酸或二氧化锰来加速铜的溶解,若用盐酸则可除去金泥中的铅。在熔炼过程中会产生氢、硫化氢和砷化氢等有害气体,因而必须注意通风。

B 酸溶 - 焙烧 - 熔炼法

酸溶 - 焙烧 - 熔炼法是目前国内外较普遍采用的锌置换金泥熔炼方法。

酸溶:是以稀硫酸(H_2SO_4 10% ~ 15%)溶液为溶剂处理金泥,则锌大部溶解,铜和银部分溶解。过程产生氢气或其他有害气体(如金泥含砷),需密闭排风处理。硫酸消耗量,一

一般为锌质量的 1.5 倍。酸溶时间需 3 h 左右,澄清 3 h。某厂酸溶后的金泥成分见表 26-31。从表 26-31 看出,酸溶后金泥中含金明显升高;含锌显著降低。酸溶后经过滤,得到金泥滤饼送去焙烧。

表 26-31 酸溶后的金泥成分(质量分数) (%)

Au	Ag	Pb	Cu	Zn	S	其他
52.00	4.58	24.23	1.49	4.32	2.69	余量

焙烧:其目的是除去滤饼的水分,并使硫化物和硫酸盐和贱金属变成氧化物,为下步熔炼创造条件。焙烧方法是将滤饼放在铁盘内,放入加热炉中缓慢加热,温度宜控制在碳酸盐、硫酸盐、氰化物能离解的范围内,但应防止固体物料熔化,焙烧温度一般控制在 600℃ 左右。

为了防止金泥粘在铁盘上,可先在铁盘内壁涂上石灰等涂料。为了使杂质更好氧化,可在滤饼内配入适量硝石做氧化剂。为了防止金泥飞溅,焙烧过程不宜搅拌。如焙烧温度过高,可加入冷料降温。

一些小厂焙烧金泥可用焦炭炉,在铁锅中进行。

熔炼:焙烧后的金泥(焙砂)主要成分为金、银、贱金属氧化物及非金属氧化物。根据焙砂成分,配入适量熔剂:碳酸钠(Na_2CO_3)、石英(SiO_2)、硼砂($\text{Na}_2\text{B}_4\text{O}_7 \cdot 10\text{H}_2\text{O}$)、或萤石(CaF_2)。熔炼时,杂质与熔剂造渣同时产出高品位的合质金锭。

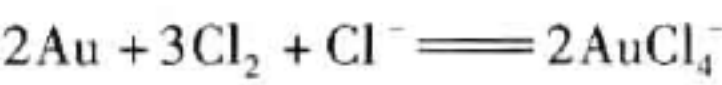
C 焙烧-酸、碱浸出-熔炼法

某矿的氰化锌置换金泥含铜较高,达 10% ~ 15%,先经焙烧,然后按固液比 3:7 加酸性液,于 85 ~ 90℃ 搅拌浸出 2 ~ 3 h。酸性液含 14% 硫酸和 3% 硝酸铵。浸出至溶液呈铜铵络盐的深蓝色时,加少量水稀释,再加 3 号絮凝剂搅匀后静置澄清,抽出上清液,再次加酸性液浸出,以尽可能除去铜等物质。二次酸浸后的渣按固液比 1:7 加入 15% 氢氧化钠进行碱浸除铅。浸出后的滤饼烘干送熔炼。经上述处理后,可使熔炼时间缩短 60%,由于原材料消耗降低,单位生产成本约可下降 50%,合质金含金品位也由 60% 提高到 80%。

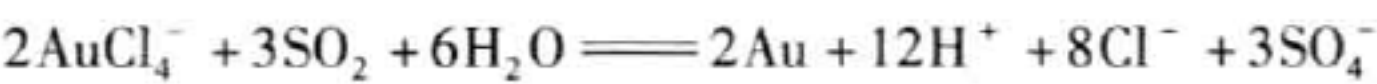
D 全湿法工艺

由于金泥含金、银总质量分数多在 10% 以下,贱金属杂质常大于 90%,上述方法中虽有除杂质过程,但都有火法熔炼,炼成合质金;最后还需对合质金进行分离、精炼。而火法熔炼存在着渣量大、渣含金高,熔炼时间长,坩埚很容易损坏,能耗大等缺点。为此,一些矿山多年来一直致力于湿法工艺的试验研究,并探索出一些全湿法流程。某金矿全湿法处理锌置换金泥的工艺流程如图 26-30 所示。

它包括:金泥用稀硫酸浸出,酸溶性的杂质进入溶液,得到的矿浆(不过滤)用氯气氯化,这时,99.6% 的金溶解进入溶液:



银以 AgCl 形态进入不溶渣中,氯化后的矿浆过滤分离,滤液中的金用 SO_2 还原:



过滤后得到的金粉经洗涤炼成金锭。氯化渣中的银用 5% 的氰化钠浸出(同时将少量的金一起溶出回收),得到的溶液电解沉积金属银送精炼。此流程金的损失不超过 0.04%,获得的金纯度达 99.95%。

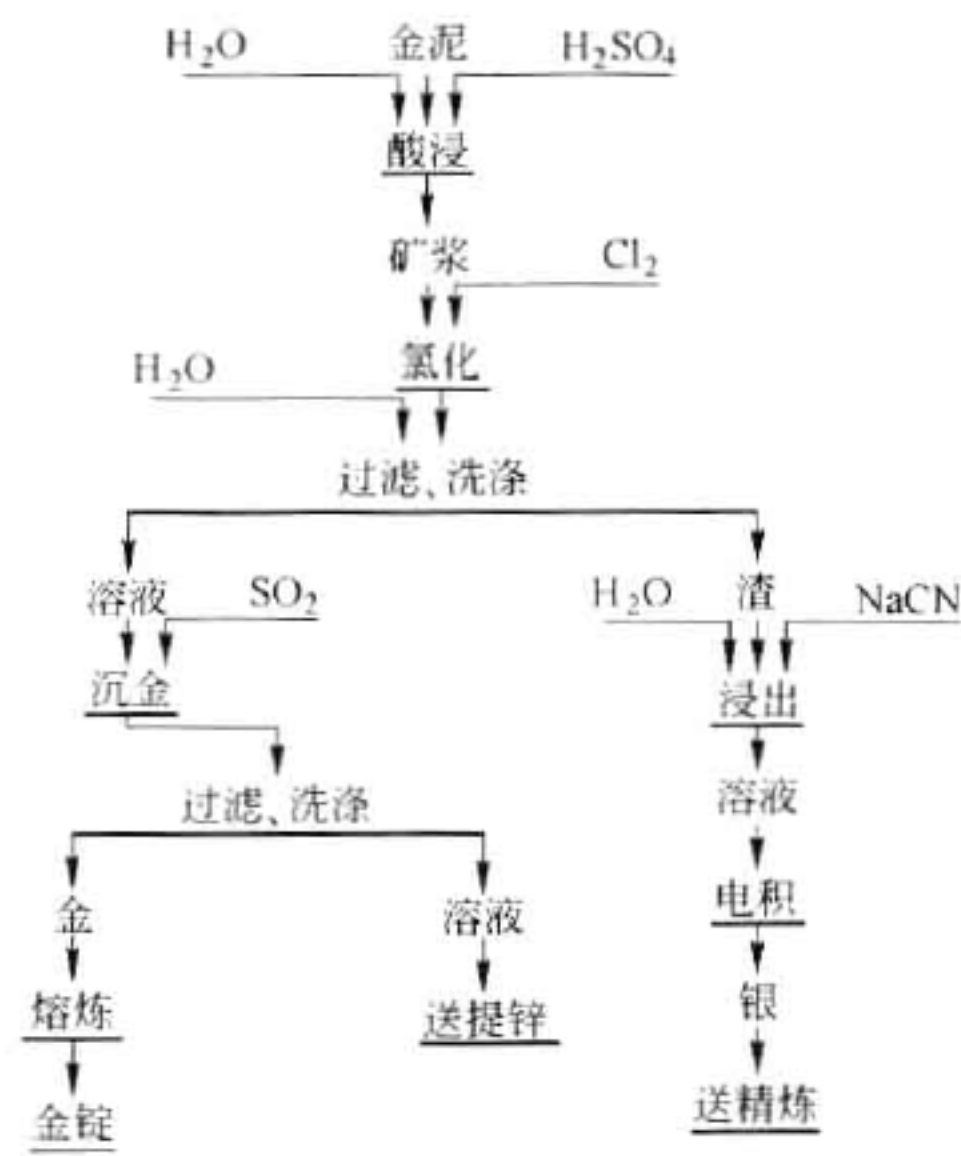


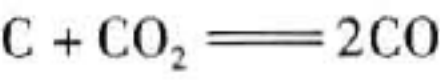
图 26-30 金泥全湿法处理工艺流程

26.2.8 炭浆法提金

传统的氰化法,氰化浸出后,矿浆需进行洗涤、固液分离、以及浸出液的澄清、除气、金的置换沉淀等一系列作业。存在的主要问题是,设备和基建投资大,占地多,过程冗长复杂,泥质金矿石处理困难,生产费用高等缺点。为了解决这一问题,炭浆法这一新技术应运而生。炭浆法只保留了浸出这一主体工序,取消了液固分离和锌置换,代之以活性炭吸附、解吸和电解,因而从根本上解决了传统氰化法存在的问题。随着炭浆法(CIP)的发展,又演化出炭浸法(CIL)。

26.2.8.1 活性炭的性质

氰化矿浆中吸附金所用的活性炭是采用高温热活化方法制得的,即将椰壳或果核等在500~600℃的惰性气体中进行脱水和炭化,再于800~1100℃的水蒸气、二氧化碳、空气或其任意混合气体中进行活化,即得到活性炭。在活化过程中,大约有20%炭被气化。



留下的炭呈透穿微孔结构,孔隙非常发达,且多为开口孔隙,微孔直径0.5~2 nm。孔径在1.0 nm左右的孔穴,约占孔穴总体积的90%。因此,活性炭具有巨大的比表面积(600~1500 m²/g)。活性炭的活性,是巨大的比表面和存在于表面的反应基团二者结合所产生的作用。

活性炭没有确定的结构式或化学组成,不同产品通常只能由它们的吸附特性来区分。根据X射线衍射研究证实,活性炭的典型结构与石墨的典型结构近似,呈六角形炭原子层。但活性炭则不像石墨那样有规则排列,它的六角形炭环许多已经断裂,它的炭分子构成许多开口孔穴的壁。它使活性炭呈多孔结构,从而具有很大的比表面积。

现今各国生产的椰壳炭已有几十种,能用于炭浆法提金的椰壳炭其物理性质和化学吸

附特征见表 26-32。

表 26-32 典型提金椰壳活性炭物理、化学特性

性 质	技 术 特 性	数 值
物理性质	颗粒密度(汞置换法测定)/ $\text{g} \cdot \text{mL}^{-1}$	0.8 ~ 0.85
	堆密度/ $\text{g} \cdot \text{mL}^{-1}$	0.48 ~ 0.54
	孔穴大小/nm	1.0 ~ 2.0
	孔穴体积/ $\text{mL} \cdot \text{g}^{-1}$	0.7 ~ 0.8
	球盘硬度(ASTM,即美国试验材料标准)/%	97 ~ 99
	粒度 ^① /mm	1.16 ~ 2.36(14 ~ 8)
	灰分/%	2 ~ 4
	水分/%	1 ~ 4
化学吸附特性	比表面积(N_2 , BET, 即布伦纳 - 埃米特 - 特勒氮测定法)/ $\text{m}^2 \cdot \text{g}^{-1}$	1050 ~ 1200
	碘值/ $\text{mg} \cdot \text{g}^{-1}$	1000 ~ 1150
	四氯化碳值/%	60 ~ 70
	苯值/%	36 ~ 40

① 鉴于细粒炭吸附效率高,随着磨矿细度的提高和筛分技术的改进,现今用炭多为 - 2.36 ~ + 0.83 mm(- 8 ~ + 20 目)。

孔穴大小在活性炭的诸多特性中是最重要一项指标。由于炭能吸附碘分子的孔穴直径最小为 1.0 nm,它与活性炭从氰化液中吸附金要求的孔穴直径相近,故碘值是衡量提金活性炭的一个重要指标。且提活性金炭必须具有小的孔穴直径、大的孔穴体积和很高的比表面积。

实践证明,孔穴小(直径 1.0 ~ 2.0 nm)的活性炭对金具有最好的吸附选择性。

活性炭的吸附作用主要取决于它的内部有众多的孔穴和巨大的比表面积,它的外表面积和氧化态作用较小。外表面只是提供与内部孔穴相连的通道。表层的氧化物主要是使炭的疏水性骨架具有亲水性。

在吸附动力学上,活性炭吸附 $\text{Au}(\text{CN})_2^-$ 络离子的速度是由到达炭的微孔内表面上的内扩散来决定的,因而反应时间由扩散路程的长度来决定。大体积(相对而言)的 $\text{Au}(\text{CN})_2^-$ (或络离子)要到达这些微孔的内表面上只有经过曲折的通道和缓慢的扩散过程才有可能。

26.2.8.2 提金活性炭的选择

用于炭浆法提金的活性炭,最重要的条件:一是对金具有良好的吸附特性;二是炭粒必须具有很强的耐磨性能。吸附特性好的炭对金、银有较好的选择性和较大的吸附容量与回收率;耐磨性能强的活性炭能最大限度地降低磨削损失,减少载金炭末随矿浆流失所造成金的损失。

炭浆法提金中良好的活性炭,除应具备表 26-33 的特性外,还应满足下列三项技术指标:

- (1) 在金质量浓度 1 g/m^3 溶液中吸附 24 h,炭的载金容量应达 25 g/kg。
- (2) 在金质量浓度 10 g/m^3 溶液中搅拌吸附 1 h,炭对金的吸附速率应达 60%。
- (3) 将炭置于瓶中在滚筒机上翻滚 24 h,磨损率应小于 2%。

鉴于提金活性炭孔穴的比表面积一般在 $900 \sim 1200 \text{ m}^2/\text{g}(\text{N}_2, \text{BET})$ 。当吸附操作容量达 $6 \text{ g Au/kg}_{\text{炭}}$ 时,仅相当 800 m^2 比表面积上有一个金原子,所占面积极少,一般工业用的活性炭均易满足吸附容量的要求。因此,选择用于炭浆法的活性炭主要考虑的是耐磨性,即将炭加入细磨的矿浆中一起搅拌浸出和吸附,从中对比优先选用耐磨性能良好的活性炭。

尽管现代炭浆法工厂的设计、生产上,在防止炭磨损上已采取许多措施,有很大改善。但在选择活性炭时仍应重视它的耐磨性能,最大限度降低由于炭磨损而造成金的损失。

活性炭的另一个重要性能指标是从含有大量重金属和其他杂质离子的氰化液中,对金、银的选择性吸附性能。在美国和南非等地,广泛选用椰子壳炭,就是因为它对金具有较大的吸附容量和选择性及较强的耐磨性能。

中国生产的活性炭种类较多,按原料来源可分为煤质类、果壳类和木质类。某些活性炭种类、吸附金等性能见表 26-33。中国除部分氰化厂使用进口椰壳炭外,大都使用国产椰壳炭和杏核炭,还研制和试用了多种果核炭。

表 26-33 国产活性炭种类及性能

炭 种 类	粒度/mm	金吸附率/ %			金吸附量 /g · t ⁻¹	磨损率 / %
		30 min	60 min	90 min		
GH-16 型杏核炭	17~0.6	55.32	61.70	73.40	6075	5.40
GH-15 型杏核炭	0.71~0.3	73.30	84.90	87.10	6860	
大粒椰子壳炭	1.7~0.6	42.13	58.54	70.37	8045	8.03
小粒椰子壳炭	0.71~0.3	67.80	81.00	83.50	7700	
ZX-15 煤质炭	φ1.5×3	33.60	45.54	54.05		15.12
橄榄核炭	0.6~0.3	70.74	85.11	88.33	7285	
棒状木质炭	φ3×3	33.33	38.89	38.89		
球状煤质炭	1.7~0.6	17.02	23.40	39.79	5610	

26.2.8.3 影响活性炭吸附金、银的因素

研究表明活性炭吸附金属具有“排代(置换)”作用。即在不带电的溶液中,被活性炭吸附的杂质离子(银也一样)会逐步被氰化亚金离子所取代而返回溶液中,使饱和荷载炭主要荷载金,这就使活性炭对金具有较好的选择性。实验研究表明:吸附柱中酚醛炭在对含多种杂质的氰化液进行吸附时,当通过一个体积溶液,活性炭对金的吸附为零,而锌、铜的吸附量最高;随着溶液体积的增多,杂质逐步被排代出炭中;在通过溶液为 3454 体积时,载金饱和炭的金分配系数占 80%,银 20%。这也与炭吸附有机化合物的分配系数观点一致,即低溶解度的组分,在炭吸附达到饱和状态时,具有较高的分配系数。

活性炭对银的吸附开始比金高,并迅速上升到最大值,随后银就逐渐被金从炭上排代出来,最终降至最大吸附容量的 1/3。鉴于金氰配离子的半径为 0.137 nm,银氰配离子的半径为 0.126 nm,活性炭对 $\text{Au}(\text{CN})_2^-$ 的吸附容量常为 $\text{Ag}(\text{CN})_2^-$ 的 3 倍。

据调查,多数矿山氰化厂生产实践表明,每吨活性炭吸附金、银的总容量以 6.8 ~

13.6 kg为好。炭的荷载量过低会导致炭的频繁解吸操作,过高对银的回收不利。这在金比银含量高的矿山应如此,而在银比金含量高的矿山更应如此。这是因为炭吸附金、银的动力学特性,即在含金、银的氰化液中吸附时,活性炭会优先吸附银氰离子(当银含量高时则首先为银氰离子所饱和),然后吸附金氰离子。当炭吸附金、银总量接近饱和后、金氰配离子则大量从溶液中进入炭中排代已被炭吸附的银氰配离子,直至炭被金氰离子饱和为止。被排代的银则从炭中返回溶液中,而得不到很好回收。

为此,当采用堆浸法等浸出时,则可向分离出来的浸出液中预先加入计算量 Na_2S (每吨一般为 250 g) 一起搅拌或通 H_2S , 同时加入 CaO 做絮凝剂,使浸出液中 85% (为避免 Na_2S 过剩) 的银生成 Ag_2S 沉淀后,再加活性炭吸附回收金和剩余银。在炭浆法工艺中,采用两段吸附措施也是一项较好措施,即先吸附回收金,再从后液中吸附回收银。

活性炭吸附金、银的饱和容量与温度、溶液中离子浓度和 pH 值等条件有关。 $\text{KAu}(\text{CN})_2$ 在热水中的溶解度比在冷水中约大 14 倍。当采用质量浓度金 180 mg/L、 CaCl_2 2.8 g/L、 KCN 0.5 g/L 的初始液 300 mL,在氮气氛和加入活性炭 0.25 g 条件下吸附,不同温度对活性炭吸附金的影响如图 26-31 所示。从图 26-31 中可知,温度越高,溶液中残留的金就越多,即活性炭对金的吸附容量就越小。吸附时温度以 20 ~ 30℃ 为宜。

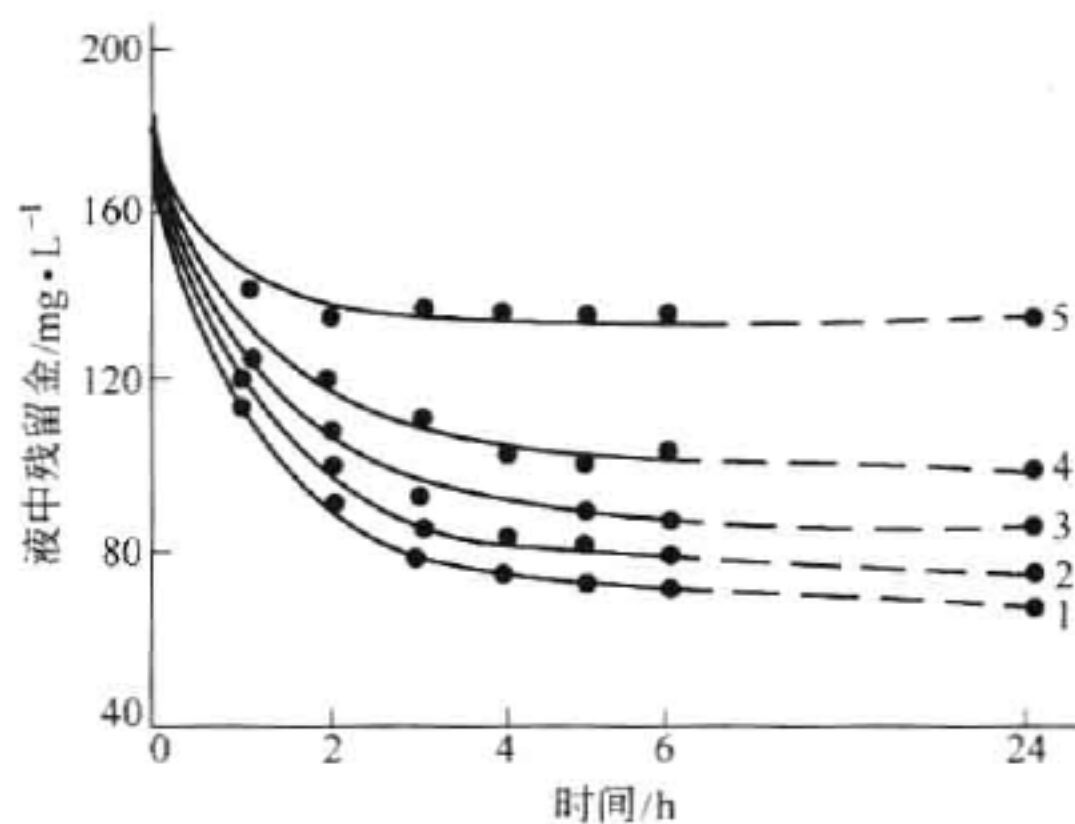


图 26-31 温度对炭吸附金的影响

1—30℃; 2—40℃; 3—50℃; 4—60℃; 5—80℃

为了测定 pH 值对炭吸附金的影响,使用金质量浓度 190 mg/L 的纯氰化液 300 mL,在氮气氛和加入活性炭 0.25 g 条件下进行吸附金试验,结果表明:在 pH 值为 1 时炭对金的吸附容量为 200 mg/g; pH 值为 12 时为 60 mg/g。其中 pH 值在 6 以上炭对金吸附容量几乎不变,即 pH 值大于 6 以后为一常数。随着溶液 pH 值的下降,炭对金的吸附容量逐步明显增大。

不同阴、阳离子对活性炭吸附金的容量也有影响。表 26-34 是在不同 pH 值的纯 $\text{Au}(\text{CN})_2^-$ 介质中,添加不同离子对活性炭吸附金量的影响。从表 26-34 看出:

(1) 在 pH 值为 3 ~ 11 含纯 $\text{Au}(\text{CN})_2^-$ 的溶液中,无论添加离子与否,活性炭对金的吸附量均以酸性(pH 值为 3)时最大,随着 pH 值的加大,炭对金的吸附量逐步下降。

(2) 在试验 pH 值范围内,添加试验所选的任何离子到溶液中,对炭吸附金的量都有一定的影响。其中 Fe^{3+} 的加入,使炭对金的吸附量下降更明显。

表 26-34 在不同 pH 值溶液中添加离子对炭吸附金的影响 (mg/g)

pH 值	添 加 离 子										
	无	Fe ³⁺	Ni ²⁺	Co ²⁺	Cu ²⁺	Ca ²⁺	NO ₃ ⁻	Cl ⁻	SO ₄ ²⁻	S ²⁻	CO ₃ ²⁻
3	100.0	89.5	110.0	107.3	109.2	139.0	119.5	117.5	125.8	120.0	129.0
5	64.0	56.1	86.0	83.3	87.6	107.2	99.2	94.3	104.0	101.0	104.1
7	56.0	44.6	59.0	56.2	62.0	69.6	55.0	66.3	66.5	65.3	61.0
9	45.2	37.4	42.1	40.3	43.5	43.0	46.5	47.3	47.0	45.0	42.1
11	40.0	35.0	38.3	35.1	39.5	36.0	42.1	48.8	40.3	40.0	36.5

26.2.8.4 炭浆法提金工艺

初期的炭浆法作业,是将细磨的矿石或浮选精矿,加水、石灰和氰化物一起调浆后,于一系列浸出槽中进行搅拌浸出,而后再将矿浆送到另一系列吸附槽中加活性炭进行搅拌逆流吸附。即属于先氰化后吸附的工艺,称之为炭浆法(CIP)工艺。炭浆法提金的典型流程如图 26-32 所示。

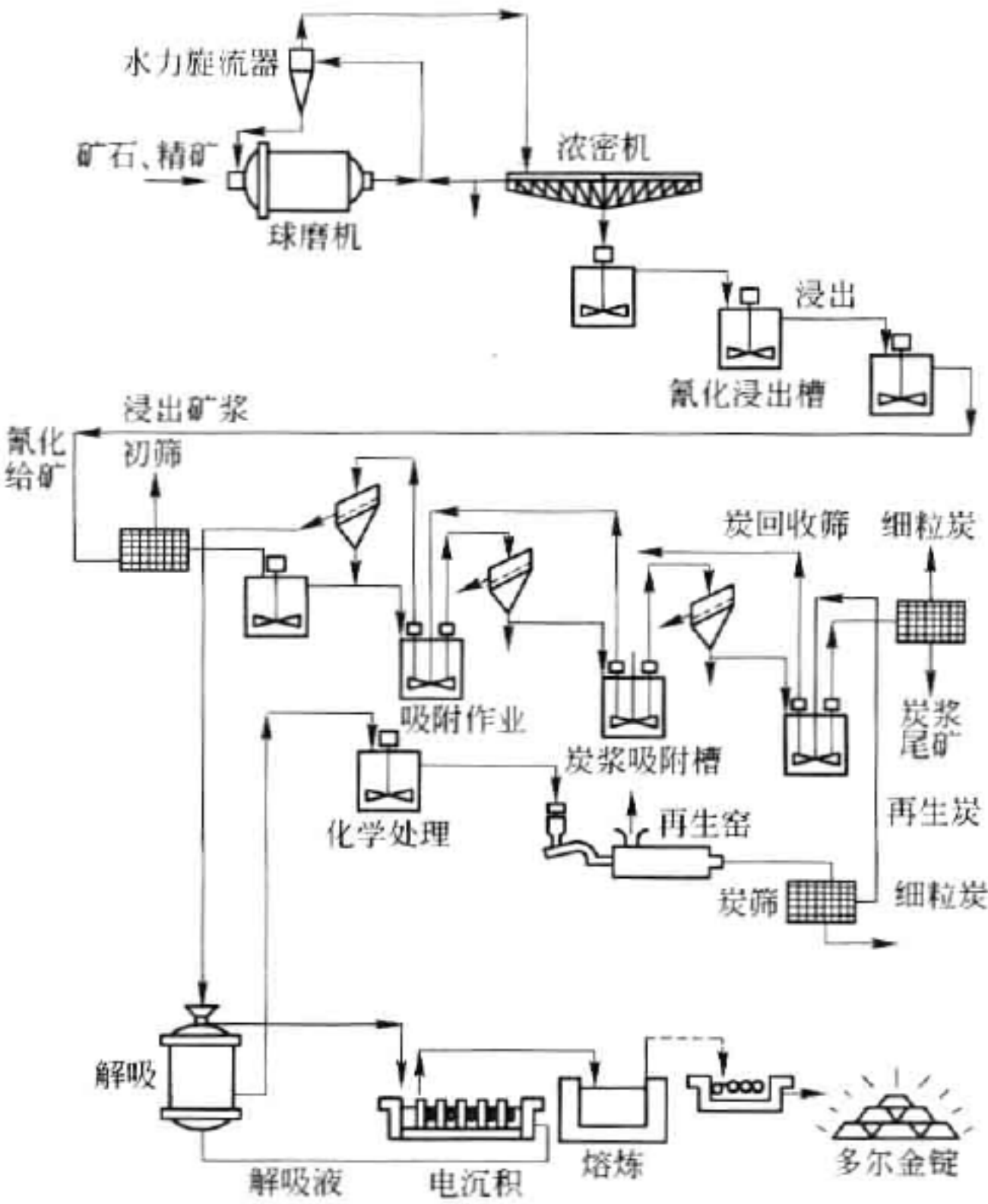


图 26-32 炭浆法提金原则工艺流程

由于炭浆法的氰化和炭吸附需要配置两套单独设备(浸出槽、吸附槽及辅助设备),作业耗用的总时间多,生产周期长,厂房占地大,基建和设备投资高。因而炭浆法经过改进出现了炭浸法(CIL),即在氰化浸出槽中加活性炭、边氰化边吸附的工艺。炭浸法工艺通常是在 9 只呈阶梯布置的槽中进行,在头 2~3 只槽中只进行氰化,接着在后 6~7 只槽中加活性炭边氰化、边进行逆流吸附。这样炭浸法和炭浆法之间并无严格的界限,只是炭浸法的搅拌

槽数少一些而已。

炭浸法工艺实现了金的浸出和吸附接近于同步,浸出矿浆中金氰配离子浓度始终处于较低的水平,改善了金的溶解动力学条件,会加速界面层金氰配离子的扩散作用和化学反应速度,有利于金的溶解。尤其是用于处理金精矿或焙砂以及其他易溶金原料时,不会因金氰配离子浓度在局部过高而发生硫化沉淀,有利于金浸出率的提高。

炭浆法金的浸出吸附作业都是采用连续多段顺流浸出,而活性炭是从最后一槽加入,逆流吸附,如图 26-33 所示。炭浆(浸)工艺过程主要由浸前准备及预筛、氰化溶出、吸附、解吸、电解(电积)和炭的再生等组成。

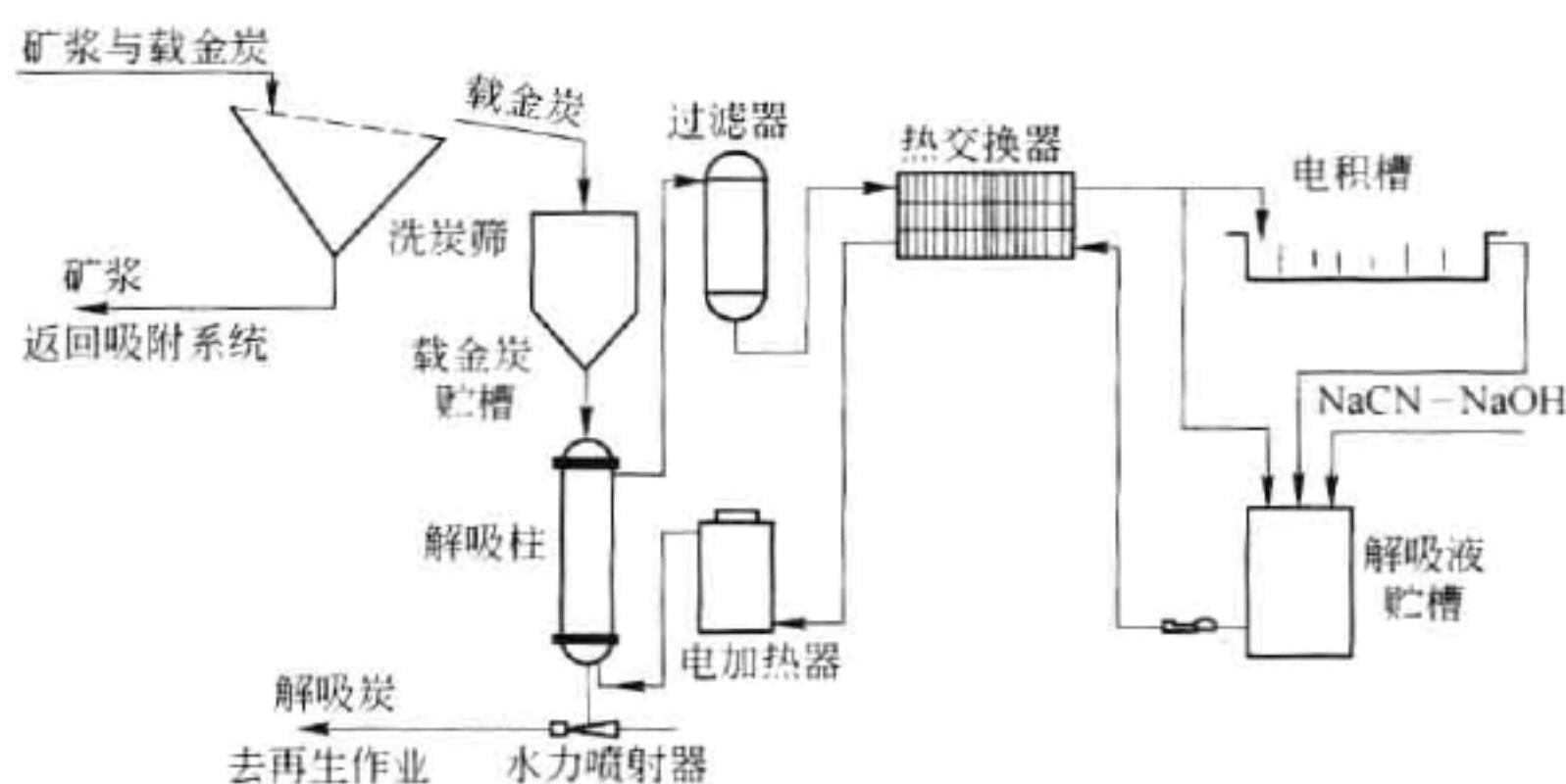


图 26-33 载金炭解吸电解工艺流程

A 氰化浸出前的准备作业

氰化浸出前,首先矿石需破碎、磨细,然后进行除屑,因为木屑和杂物易堵塞管道和筛网。一般除杂屑要进行两次,即在一段磨矿分级溢流处设除屑筛、筛孔为 0.6 mm(28 目);在二段磨矿分级溢流处设除屑筛,筛孔为 0.4 mm,也有设在吸附槽前边的。除屑一般采用中频直线振动筛较好,也有用螺旋筛和圆筒筛的。磨矿的分级溢流细度多为 85% ~ 95% - 0.074 mm。

浸前浓密。由于磨矿溢流矿浆浓度一般为 15% ~ 25%,不适于直接氰化浸出,故必须进行矿浆浓密,使矿浆浓度达到 45% ~ 50%;可采用普通浓密机,也可采用高效浓密机。

为了减少炭粒表面和筛子上结垢,在矿浆浸出前添加磷酸盐除垢剂。该药剂可采用轮式给料机加入,添加量一般为 10 ~ 30 g/t。

B 氰化浸出与活性炭吸附

浸出金的条件与常规氰化法相同,所不同的是浸出后的矿浆要用 4 ~ 6 段吸附槽加活性炭吸附。在每个吸附槽上都装有隔炭筛,以分离炭和矿浆。活性炭与矿浆逆向流动,即新鲜炭从最后一台吸附槽加入,前面槽浸出率高,炭含金多;越往后面的槽炭含金越少。当第一槽中活性炭含金达到提金要求时,经筛分冲洗后载金炭含金每吨可达 3 ~ 7 kg,取出送后续提金作业;后边各槽炭通过提炭泵或空气提升器逐级前窜,进行连续多段逆流吸附。吸附后的矿浆溶液金质量浓度一般为 0.01 ~ 0.03 g/m³。

国内氰化浸出常用的工艺参数:矿石的磨矿细度为 65% ~ 95% - 0.074 mm;矿浆浓度

为 40% ~ 45% ; 氰化物质量分数不低于 0.015% ; 矿浆 pH 值为 10 ~ 11 ; 充气量 $0.002 \sim 0.003 \text{ m}^3 / (\text{m}^3_{\text{矿浆}} \cdot \text{min})$; 浸出段数 4 ~ 10。

活性炭对不同离子的吸附能力顺序: $\text{Au}(\text{CN})_2^- > \text{Ag}(\text{CN})_2^- > \text{Ni}_2^+ > \text{Cu}_2^+$ 。在工业生产中,应注意下列影响金、银吸附的主要因素:

- (1) 矿浆浓度,一般控制在 40% ~ 45% , 过高、过低都不好。
- (2) 一般吸附段数为 4 ~ 5 段,有时浸出溶液金品位高要增加到 7 ~ 8 段。
- (3) 目前使用的炭粒度 $3.32 \sim 0.991 \text{ mm}$ (6 ~ 16 目),在前几段吸附槽中炭密度一般为 $10 \sim 15 \text{ g/L}$,后两段为 $15 \sim 40 \text{ g/L}$ 或更高些。
- (4) 在矿浆不沉淀的前提下,应尽量减少搅拌强度,以减少炭的磨损。
- (5) 对吸附过程有害的物质为碳酸盐类、赤铁矿、机油、黄油、浮选剂、絮凝剂,应尽量避免。
- (6) 炭在矿浆中吸附后应加安全筛,回收吸附过程中形成的细粒炭,减少金的损失。

C 载金炭解吸与电积

载金炭及矿浆一起用提炭泵或空气提升器扬送到炭分离筛,筛孔为 0.589 mm (28 目)。在筛上用清水冲洗使炭与矿浆分离,炭自流到载金炭贮槽,矿浆和冲洗水自流到第一段吸附槽。

载金炭解吸有多种方法,但国内常用扎德拉(Zadra)法或高温高压解吸,解吸及电积同时进行,解吸、电积工艺流程如图 26-33 所示。

a 载金炭解吸

近年来已出现了以下五种主要解吸方法:

(1) 扎德拉法(常压解吸法)。该法是用 0.1% NaCN 和 1% NaOH 溶液,在温度 $85 \sim 95^\circ\text{C}$ 常压条件下操作,将炭解吸到规定的最低的载金量,解吸时间为 $24 \sim 60 \text{ h}$ 。该法简单,投资及生产费用低,适于小规模炭浆厂生产使用。

(2) 加压解吸法。该法是用 0.1% NaCN 和 0.4% ~ 1% NaOH 溶液,在温度 $135 \sim 160^\circ\text{C}$ 和 350 kPa 的压力条件下,载金炭解吸时间为 $2 \sim 6 \text{ h}$ 。采用加压解吸可以减少试剂消耗和炭的积存量,解吸设备体积可以减少,但提高解吸压力和温度要增加设备费用。

(3) 酒精解吸法。载金炭解吸是用质量分数 0.1% NaCN、1% NaOH 和体积分数 20% 乙醇($\text{C}_2\text{H}_5\text{OH}$)溶液,在温度 80°C 、常压条件下操作,解吸时间可减少到 $5 \sim 6 \text{ h}$ 。其最大的优点是可以减小解吸设备体积;但乙醇易燃、危险性大,另外,挥发损失会造成生产费用增加。

(4) AARL 解吸法。该法是由南非约翰内斯堡英美研究所(AARL)开发的,是用 0.5 个床体积的 5% NaOH,加入 1% NaCN 预处理 $0.5 \sim 1 \text{ h}$ 载金炭,然后用 5 个床体积的热水,以每小时 3 个床体积的流量进行解吸。操作温度 110°C ,压力 $50 \sim 100 \text{ kPa}$,总解吸时间(包括酸洗在内)为 9 h ,比常压解吸时间短。优点是不用乙醇、解吸时间短,缺点是温度高,流程复杂。

(5) 高温高压无氰解吸电解工艺(整体压力解吸系统)(IPS)。该法开始于澳大利亚,其特点是载金炭解吸和电解都处在高温高压条件下工作。工艺参数为:解吸温度 150°C ,解吸压力 0.5 MPa ,解吸液为 0.5% NaOH,解吸时间 $6 \sim 8 \text{ h}$;电积电压 $2.4 \sim 3.0 \text{ V}$,电积电流 250 A 。电解槽也在承压状态下工作,不存在沸腾和喷溅问题,解吸贵液给入电积作业时无须冷却。故其优点是:解吸电积周期短;解吸率高;解吸液成分简单,无剧毒和易燃成分;解

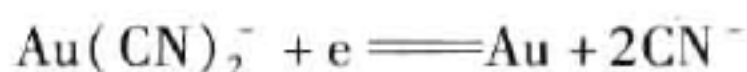
吸和电积作业均处于密闭压力系统之中,车间内无刺激性气体逸出,作业条件好,劳动强度低;生产技术指标稳定。

国内某厂研制开发的载金炭整体压力解吸系统(设备简称 JCC),在工艺和设备上又有了很大改进与发展。在解吸工艺上的改进:在同样 150℃、0.5 MPa 的条件下,采用了新型安全无毒组合解吸药剂,不但能确保稳定的、较高的解吸率,还有利于炭吸附活性的恢复,炭不再需火法再生。电解设备的改进:改卧式承压电解槽为高温立式承压平衡电解槽,改善了操作条件。该系统实现了载金炭及贫炭的自动无损输送;采用了自动控制和自动检测。具有经济上合理,技术上先进的特点,发展前景广阔。

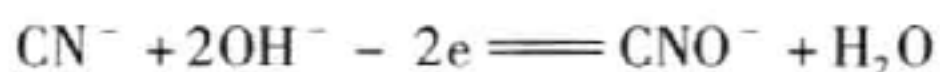
b 含金溶液电积

从解吸作业中得到贵液,可用常规电积方法处理。国内广泛采用聚丙烯塑料制作的矩形电解槽,阳极为钻孔的不锈钢板,阴极为不锈钢绵(盛于聚丙烯阴极筐内)或活性炭毡。钢绵的最大沉金量为它自身质量的 20 倍,金粘附于钢绵上,用盐酸处理所得金粉熔炼成金锭。

阴极沉积金、银和析出氢气电极反应如下:



阳极析出氧气及氰离子的氧化产物反应:



研究表明:阴极采用碳纤维电解与钢绵相比,金析出速度快,电流密度小;碳纤维比钢绵用量少,且可多次循环使用,具有明显优点。目前,阴极多为碳纤维(炭毡纤维)所代替。电积后的金沉积在阴极上,呈细泥状,含金品位一般在 70% ~ 85%。复杂矿石金泥品位在 40% 以上。

c 载金炭解吸和电积主要技术参数

国内炭浆厂载金炭解吸、解吸贵液电积作业采用的主要技术参数是:

解吸贵液:pH 值为 10 ~ 10.5,品位一般为 100 ~ 200 g/m³,密度 0.95 ~ 0.965 t/m³。

常压解吸:温度 85 ~ 95℃,解吸液 1% NaOH,1% ~ 3% NaCN,解吸时间 24 ~ 48 h。

压力解吸:温度 135℃,解吸液 1% NaCN,1% NaOH,解吸时间 18 ~ 20 h,解吸压力 310 kPa,解吸液循环流量 0.84 L/s。

载金炭的堆积密度 450 ~ 480 kg/m³;解吸炭含金品位 50 ~ 100 g/t。

电积:阴极数 20/槽,电积液流量 0.84 L/s,电积液温度 65 ~ 90℃,电积液停留时间 34 min,电流密度 53.8 A/m²,电流强度 1000 A(直流),槽电压 1.5 ~ 3 V。

载金炭解吸与解吸贵液电积是金、银回收的重要环节。载金炭金解吸率应在 99% 以上,解吸含金贵液金电积率应在 99.5% 以上。

D 炭浆厂金回收率

炭浆厂金回收率的高低,主要取决于金氰化浸出率。技术水平高的炭浆厂,金的总回收率低于金氰化浸出率 1%。而一般炭浆厂由于设备效率低和操作水平不高,金的总回收率

要低于金氰化浸出率 3% ~ 5%。

金氰化浸出率:全泥氰化炭浆金浸出率一般在 85% ~ 95% 之间;精矿氰化炭浆金浸出率一般在 96% ~ 98%。

金吸附率:在正常条件下,金吸附率应达到 99% ~ 99.8%,如果炭活化条件不好,要降低到 97% ~ 98%。有的厂解吸贫炭不进行热再生是造成金吸附率降低的重要原因。

解吸率:载金炭的解吸率在正常条件下,应达到 99.5% ~ 99.8%,有的厂设备效率低,一般只达到 99% ~ 99.5%。每批炭都有个解吸直收率的指标。但解吸后的炭经酸洗、热再生以后,又返回系统中使用,未被解吸出来的金没有完全损失,只有筛去的碎炭中的金才视为损失。所以,在金属平衡计算中,该回收率应根据实际情况适当调高些。

电积率:一般在正常条件下,每解吸一批炭的贵液金电积率应达到 99.1% ~ 99.5%。电解后的贫液返回吸附系统回收。在平衡计算中也可适当调高一些,但在实际操作中,从电解槽取出金泥,过滤和向炼金室运输,机械损失不可避免,所以,设计不能视为 100%。

冶炼回收率:金冶炼回收率一般应达到 99% ~ 99.9%,冶炼渣要破碎、重选,尾矿返回磨矿回路,如果管理得好,金实际损失很少。

金的总回收率是上述几个回收率的连乘积。

E 炭再生

对炭浆厂生产中多次循环用于吸附、解吸后的活性炭的研究中发现,活性低的炭含有大量钙、镁和氧化硅及有机物,也含有一些贱金属。用酸洗法可以去掉大量钙镁离子,改善炭对金的吸附性能,但要恢复到最初的新鲜炭的活性则还需热再生,去掉吸附的有机物。在实际应用中,恢复到最初炭的活性会引起炭的软化,所以,只应恢复到不致使炭磨耗增加的状态为宜。

a 炭再生工艺

(1) 酸洗。解吸炭用人工或水力喷射器将其输送到解吸炭贮槽,然后从贮槽自流到酸洗槽。在酸洗槽内用质量分数 5% 的硝酸或盐酸,对炭进行清洗,洗后将酸排入剩余酸贮槽,然后用清水清洗,洗水排放,再用稀的 NaOH 清洗,最后装满水。

炭酸洗后,经炭分级筛筛分,筛下细炭脱水贮存,合格炭(3.327 ~ 0.991 mm,即 6 ~ 16 目)返回吸附回路再用。

(2) 热再生。一般炭酸洗 3 ~ 5 次就得进行热再生。再生用的窑分卧式或立式两种。在窑排料端进行窑外喷水冷却,然后进入水淬槽。

水淬后的炭进行筛分,筛下产品脱水贮存,筛上产品返回吸附回路再用。

b 炭再生主要技术操作条件

酸洗:酸质量分数 5%,NaOH 质量分数 1%,酸洗时间 2.5 ~ 3 h,室温。

热再生:再生温度,卧式窑 1 区 650℃,2 区 810℃,3 区 810℃。实际生产中 650 ~ 700℃ 即可达到恢复炭活性的目的。作业时间 24 h。

炭分级筛上层 4.699 mm(4 目),下层 0.833 mm(20 目),筛上产率 45%。

解吸后的炭,夹带少量 NaCN,在酸洗过程中有少量 HCN 气体产生。往炭中加硝酸也会产生一氧化氮与二氧化碳气体。为防止上述气体放出,酸洗槽、酸洗残渣槽与酸洗涤器连通,可在洗涤器另一端抽风。洗涤器内有 NaOH 溶液,使 HCN 气体转化为 NaCN,一氧化氮也被中和。

26.2.8.5 炭浆法提金设备

A 炭浆槽或浸出槽

在炭浆法(CIP)工艺或炭浸法(CIL)工艺中,氰化浸出槽和金的吸附槽多数是一致的,故通称浸出槽或炭浆槽。二者不同的只是在吸附槽上部设有隔炭筛。为了提高金的浸出率、回收率和作业效率,及降低炭的消耗,各国对改进炭浆槽的结构进行了大量研究。现今,用于70%~80% -0.074 mm(-200目)的矿浆,国外多采用低速中心搅拌的多尔搅拌槽和帕丘卡空气搅拌槽。为减少炭的磨损,国内多数氰化厂采用包橡胶的双叶轮低转速节能搅拌槽,结构如图26-34所示。其特点是转动轴为空心的,并在轴上安有两层低剪切力轴流式叶轮,每个叶轮安有4个包胶的水翼式叶片。采用低转速,可降低能耗,减少炭的磨损。

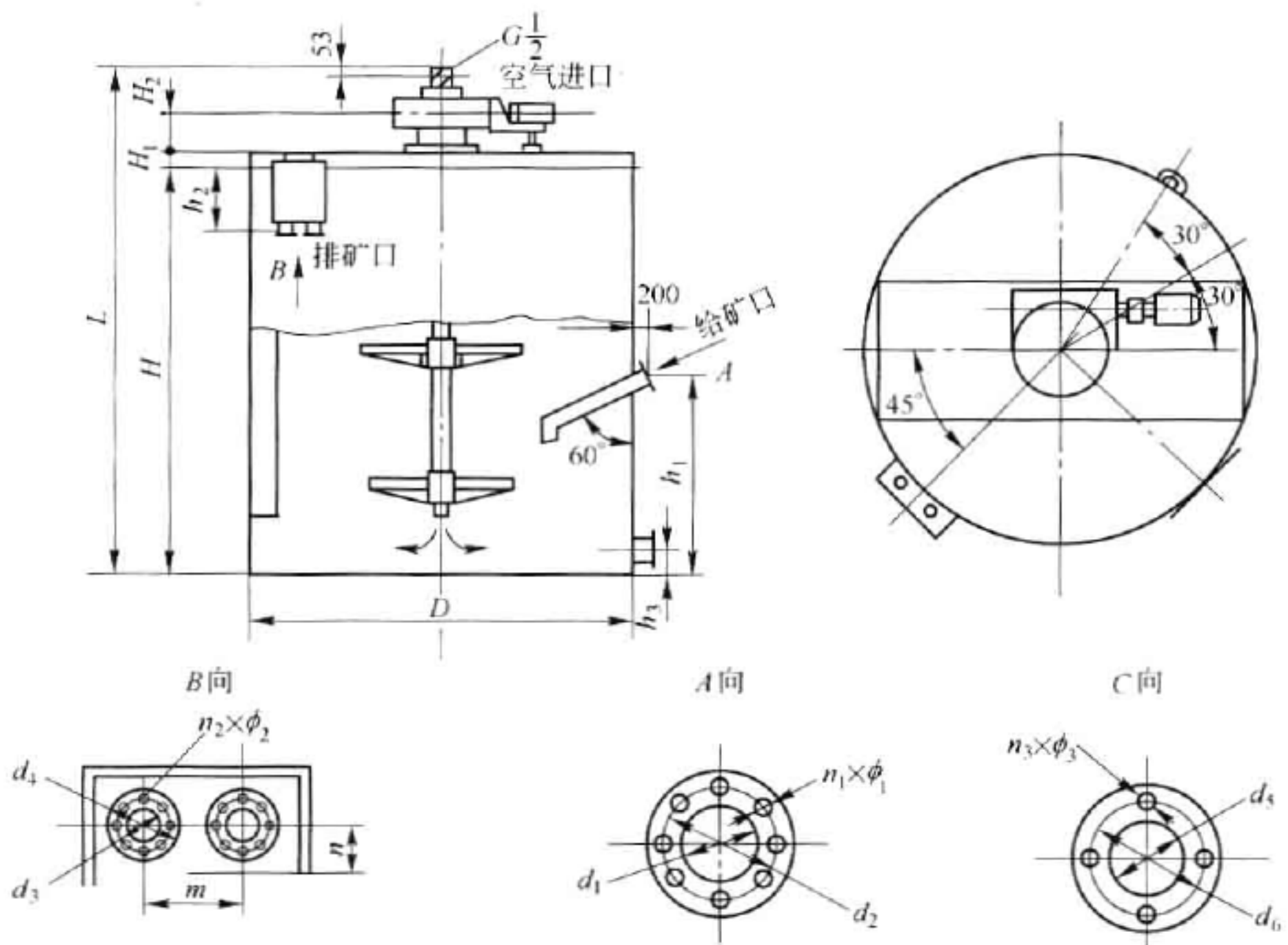


图 26-34 浸吸搅拌槽结构

中国节能搅拌槽共有7个系列,规格见表26-35,性能列于表26-36。其转速适合于磨矿细度-0.074 mm(-200目)占85%~95%,矿石密度为2.6~2.8 t/m³。

表 26-35 浸出及吸附搅拌槽结构尺寸 (mm)

尺 寸	D	H	h ₁	d ₁	d ₂	n ₁ ×φ ₁	h ₂	m	n	d ₃	d ₄	n ₂ ×φ ₂	h ₃	d ₅	d ₆	n ₃ ×φ ₃	H ₃	H ₂	L
2×2.5	2000	2500	1300	133	225	8×18	700	300	250	159	225	8×18	150	108	170	4×18	220	362	3392
2.5×3.5	2500	3150	1768	133	225	8×18	700	300	250	159	225	8×18	150	108	170	4×18	220	362	4042
3.5×3.55	3150	3550	1794	159	240	8×18	700	300	250	159	255	8×18	150	108	170	4×18	250	373	4556
3.55×4	3550	4000	2100	159	240	8×18	900	400	300	194	255	8×18	150	108	170	4×18	250	373	4966
4×4.5	4000	4500	2110	159	240	8×18	900	400	300	194	255	8×18	150	108	170	4×18	300	405	5510
4.5×5	4500	5000	2490	168	240	8×18	900	400	300	194	255	8×18	150	108	170	4×18	300	405	6020
5×5.6	5000	5600	2785	219	295	8×18	900	400	300	205	295	8×18	150	108	180	4×18	300	495	6781

表 26-36 浸出及吸附搅拌槽性能

名 称		SJ-2 × 2.5	SJ-2.5 × 3.15	SJ-3.15 × 3.55	SJ-3.55 × 4	SJ-4 × 4.5	SJ-4.5 × 5	SJ-5 × 5.6
直径 × 高度/mm × mm		2000 × 2500	2500 × 3150	3150 × 3550	3550 × 4000	4000 × 4500	4500 × 5000	5000 × 5600
有效容积/m ³		6	13	21	34	48	72	98
叶轮转速/r · min ⁻¹		73	57	47	40.85	36	31	28
矿浆浓度/%		<45	<45	<45	<45	<45	<45	<45
矿浆密度/t · m ⁻³		≤1.4	≤1.4	≤1.4	≤1.4	≤1.4	≤1.4	≤1.4
蜗轮 减速机	型号	ZW-L	ZH-H	ZW-G	ZW-F	ZW-C	ZW-B	ZW-A
	速比	12.95	16.44	20.40	23.5	26.7	30.6	34.46
电动机	型号	Y112M-6-B3	Y112M-6-B3	Y132M1-6-B3	Y132M1-6-B3	Y132M2-6-B3	Y160M-6-B3	Y160M-6-B3
	功率/kW	2.2	2.2	4	5	5.5	7.5	7.5
	转速 /r · min ⁻¹	940	940	960	960	960	970	970
设备总质量/kg		2800	3371	5628	6646	8285	10803	14430

a 浸出与吸附槽的槽数计算

计算公式：

$$n = \frac{Qt}{24V_oK} \left(\frac{1}{\delta} + R \right)$$

式中 n ——所需浸出或吸附槽数；
 V_o ——浸出或吸附槽的几何容积,m³；
 Q ——日处理矿石,t/d；
 t ——设计矿石浸出或吸附时间,h；
 δ ——矿石密度,t/m³；
 R ——液固比；
 K ——浸出槽或吸附槽利用系数(见表 26-14)。

b 充气量计算

充气量一般按浸出槽或吸附槽的表面积计算：

$$S = 0.785D^2n$$
$$Q = 60qS = 47.1qD^2n$$

式中 S ——总表面积,m²；
 Q ——充气量,m³/min；
 q ——单位充气量,m³/ (m² · min),见表 26-13；
 D ——浸出或吸附槽直径,m；
 n ——浸出或吸附槽的槽数。

B 隔炭筛(中间筛)

中间筛是炭浆厂使矿浆与活性炭分离,实现逆向流动的关键设备。目前,各工厂使用的有振动筛和固定筛。固定筛又可分为:桥式筛、浸没筛、周边筛等。

由于振动筛使炭的磨损严重,生产成本增高。近些年大多工厂采用固定桥式中间筛。

a 桥式筛

桥式筛分为槽型桥式筛和筒型桥式筛,固定在浸吸槽上部矿浆出口处,由几块桥筛连接而成。筛孔尺寸为0.701 mm(24目),大于1 mm(16目)的粗粒炭留在浸出槽中。为了避免筛孔堵塞,在大型厂用35 kPa的低压风,不定期清扫筛面。目前,国内氰化厂使用的桥式隔炭筛如图26-35所示。桥式筛也用高压空气清理筛面。此种筛操作容易,维修方便,投资少,生产成本低。5台桥式筛的空气清理费用只相当于1台振动筛的清理费用。

b 浸没筛

浸没筛又称平衡压力空气清扫筛,如图26-36所示。它是南非明特克选厂设计的0.8 mm(20目)筛。这种筛不用压缩空气清理,而采用鼓风机送风。风压小又处于平衡状态。它的筛面上有一层气泡帘,既能有效克服木屑、纤维和粗粒物质粘在筛面上,又能防止筛面堵塞,又可减少炭的磨损。此种筛结构简单,操作方便,优于桥式筛和周边筛,已广泛应用于炭浆法工厂。

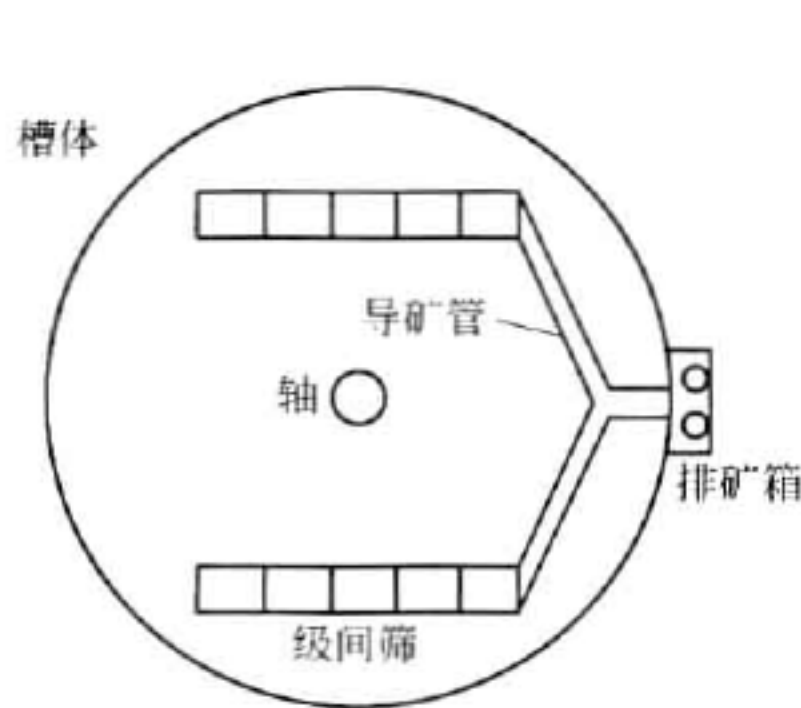


图 26-35 桥式筛布置示意图

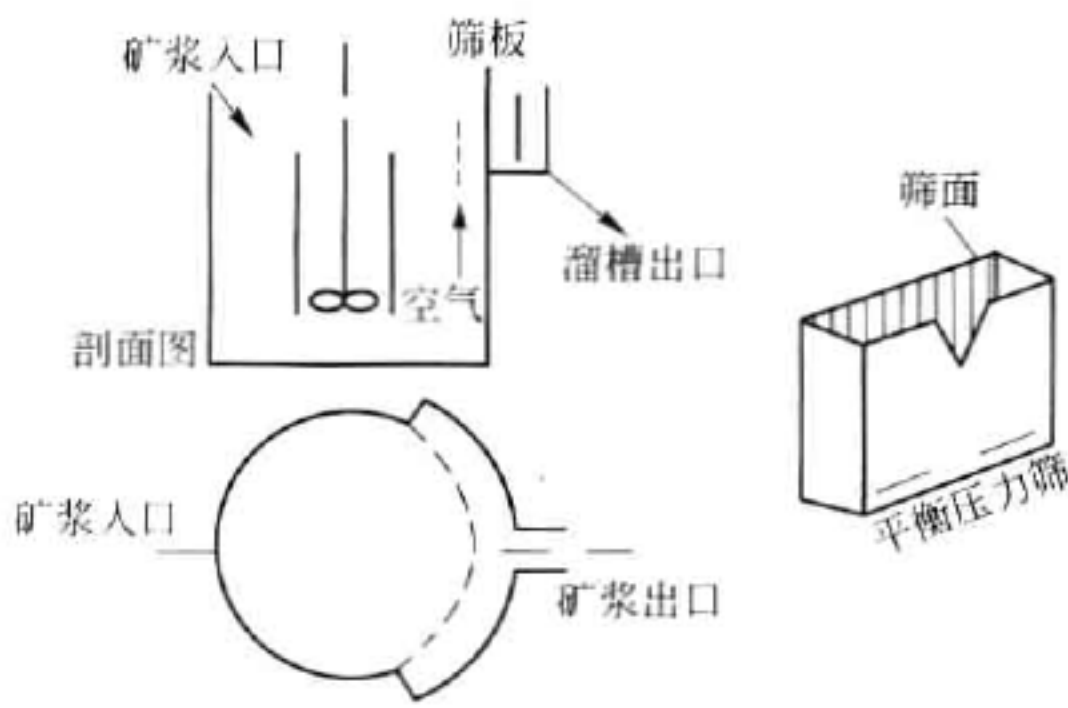


图 26-36 浸没筛及其布置

C 提炭设备

炭浆厂提炭设备有空气提升器、提炭泵。空气提升器的示意图如图26-37所示。空气提升器靠压缩空气将炭和矿浆一起提升送入前一槽,矿浆自动流回。提炭泵通常选用隐式离心泵,其结构简单,对炭磨损少,功耗低,工作可靠。近年来国外多用提炭泵。提炭泵的结构、外形尺寸见图26-38,泵的技术特性见表26-37。

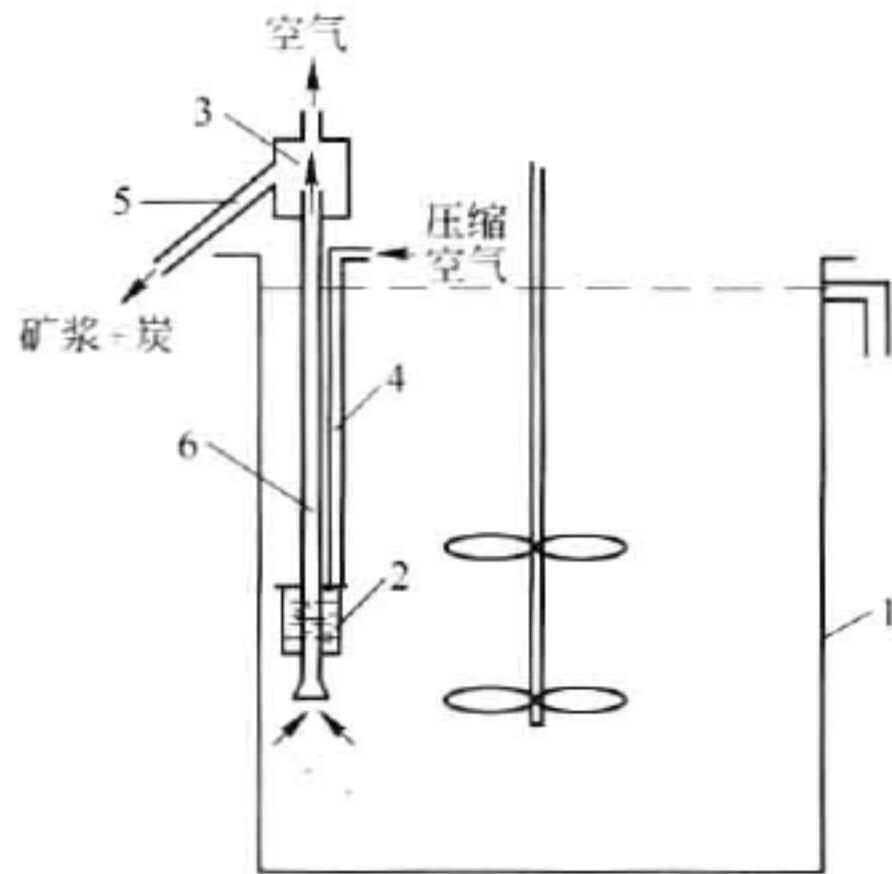


图 26-37 空气提升器
1—吸附槽;2—混合槽;3—分离室;
4—风压管;5—卸浆管;6—矿浆提升管

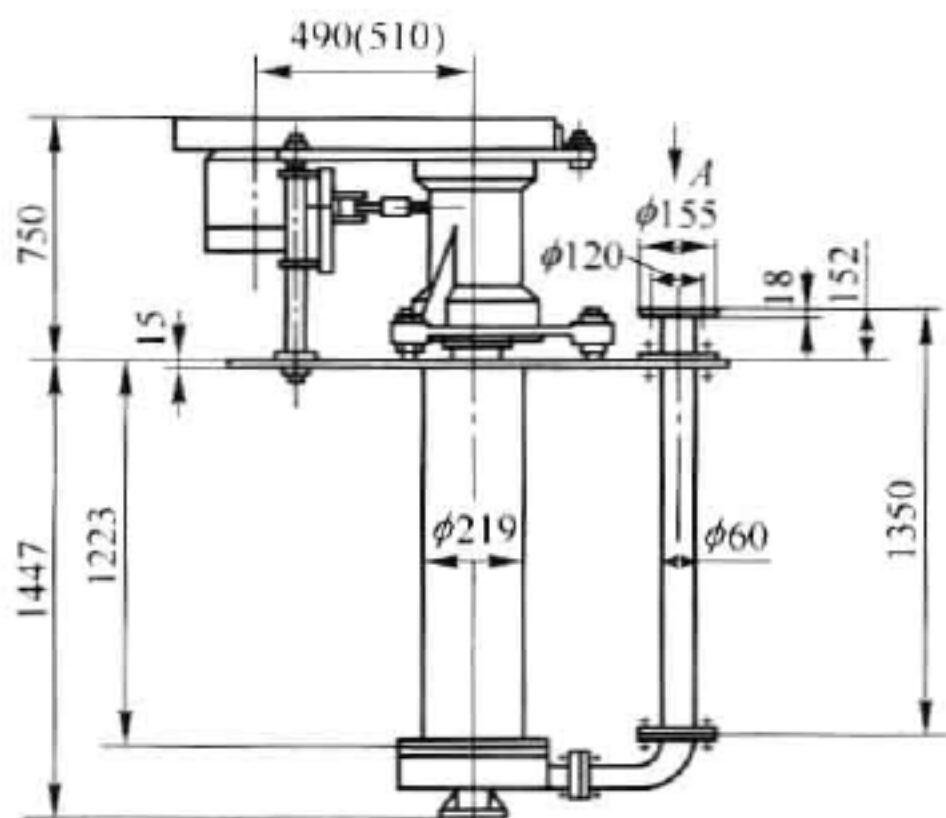


图 26-38 提炭泵外形尺寸

表 26-37 提炭泵(串炭泵)技术特性

排出管径/mm	主轴转速 /r·min ⁻¹	扬程 /m	流量 /L·s ⁻¹	电动机			质量/kg
				型 号	功率/kW	转速/r·min ⁻¹	
50	516	3	1.6	Y100L1—4	2.2	1420	630
50	817	7	1.6	Y112M—4	4	1440	640

D 载金炭解吸设备

解吸柱是解吸的关键设备,有的解吸须加压解吸,故解吸柱应具有下列特点:

- (1) 属压力容器;
- (2) 解吸温度在 95 ~ 135℃,要求解吸柱耐温;
- (3) 设备都在强碱性条件下工作,须耐碱;
- (4) 要求设备制造精细,不能滴漏损失金。

解吸柱的结构如图 26-39 所示。

解吸柱技术性能见表 26-38。

表 26-38 解吸柱技术性能

规格/mm × mm	技术条件				
	容积/m ³	设计压力/kPa	温度/℃	生产能力/kg·d ⁻¹	材 质
φ300 × 1200	0.1	100	100	150	Q235
φ500 × 3000	0.588	250	100	250	Q235
φ700 × 3800	1.46	250	100	500	Q235
φ700 × 4800	1.85	750	135	700	1Cr18Ni9Ti
φ800 × 1650	1.0	100	100	300	Q235
φ900 × 4200	3	500	135	1000	1Cr18Ni9Ti

E 热交换器和电加热器

热交换器和电加热器结构如图 26-40、图 26-41 所示。

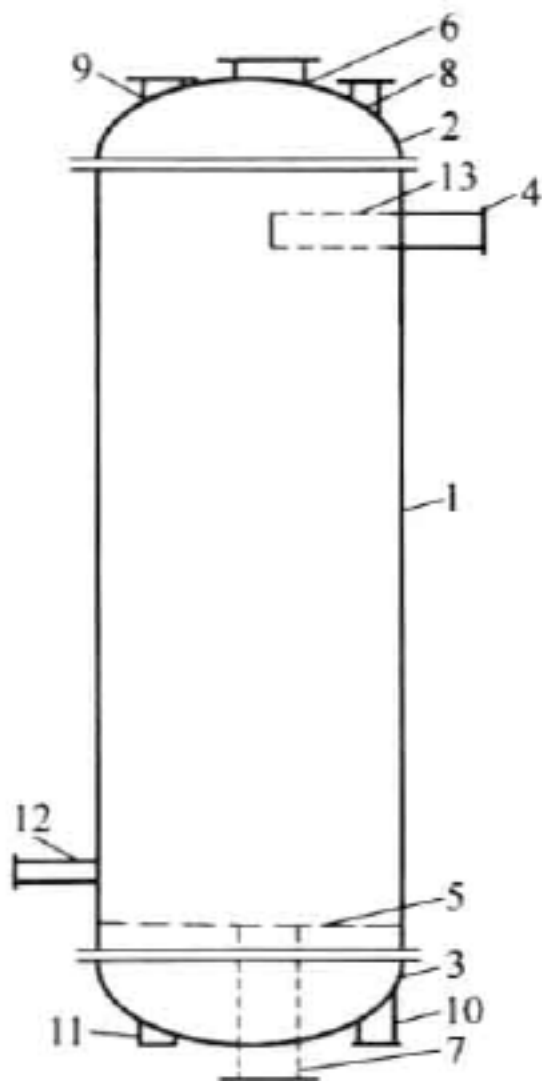


图 26-39 解吸柱

- 1—柱体;2—上端盖;3—下端盖;4—贵液出口;5—底部筛;
6—装炭口;7—排炭口;8—压力表接口;9—压力安全装置接口;
10—解吸液进口;11—排液口;12—温度计接口;13—出口筛

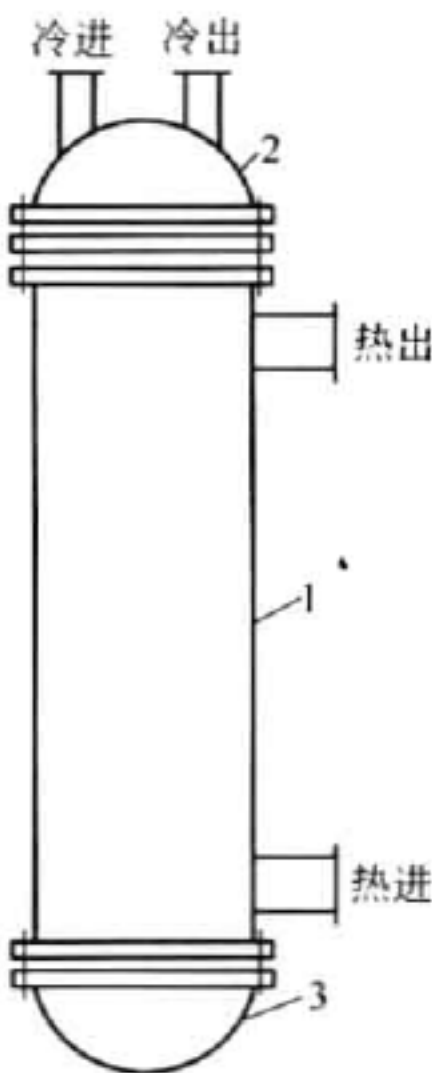


图 26-40 管式热交换器

- 1—壳体;2—头盖;3—后盖

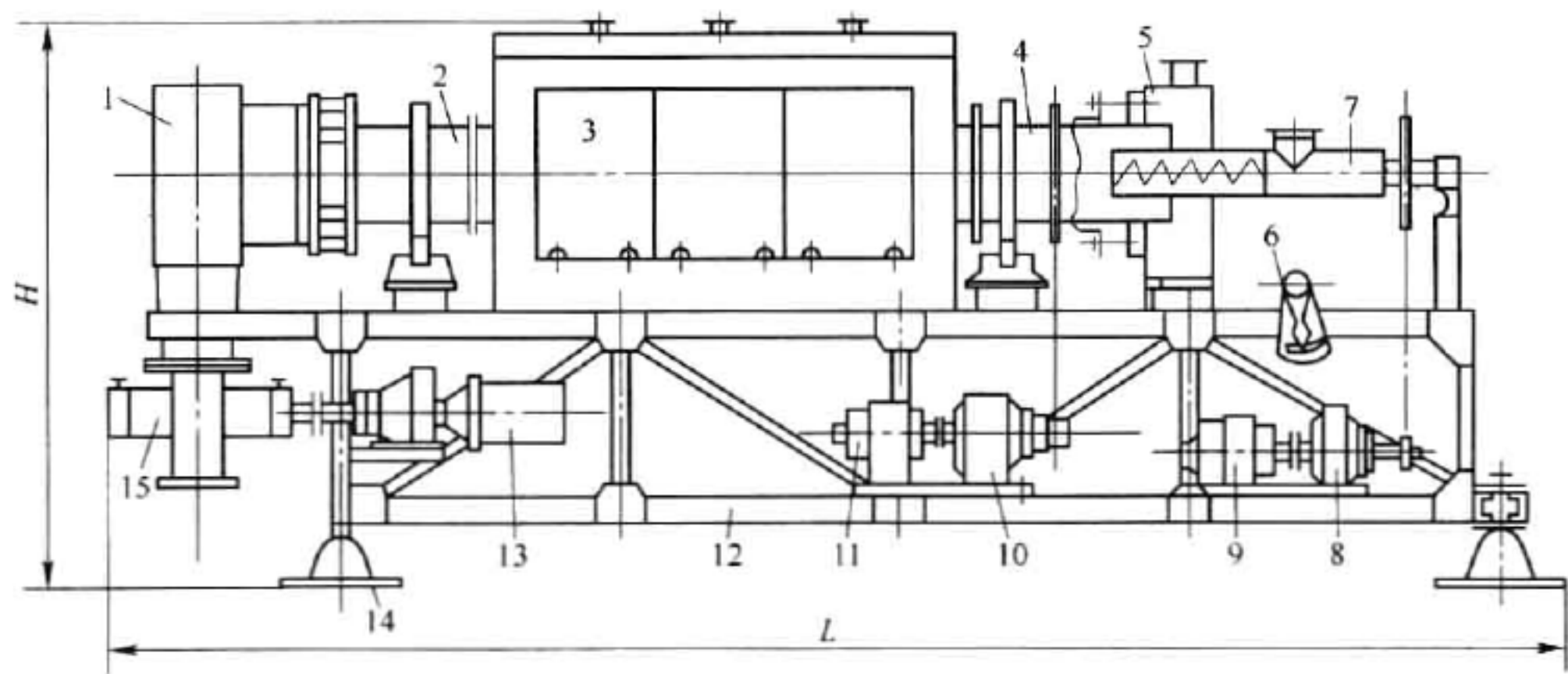


图 26-43 卧式再生窑结构

1—尾部冷却筒;2—尾部筒体;3—窑体部分;4—头部筒体;5—头部罩;6—测角器;7—螺旋给料机;8—摆线针轮减速机 BW15-59;9—电动机 JZT-11-4;10—主传动减速机 BW27-71;11—电动机 JZT-32-4;12—架子;13—星形排料机电机减速机 BWY15-59-6;14—底座(与调节螺栓连接);15—星形排料机

表 26-39 卧式再生窑主要技术特性

型 号			BS-j81	BS-j54
筒体传动装置	摆线针轮减速机	型号,功率	BW27-71, 3 kW	BW15-50, 2.2 kW
	箱电动机	速 比	71	50
		型 号	JZT-32-4	JZT-31-4
		功率/kW	3	2.2
		转速/ $\text{r} \cdot \text{min}^{-1}$	1200 ~ 120	1200 ~ 120
最大给料量/ $\text{kg} \cdot \text{d}^{-1}$			700	450
工作温度/ $^{\circ}\text{C}$			600 ~ 800	600 ~ 800
筒体可调角度/ $(^{\circ})$			0 ~ 3	0 ~ 3
筒体转速/ $\text{r} \cdot \text{min}^{-1}$			0.35 ~ 3.5	0.35 ~ 3.5
电热体总功率/kW			81	54
总重/kg				
窑的规格/ $\text{mm} \times \text{mm}$			$\phi 460 \times 5800$	$\phi 300 \times 3800$

26.2.8.6 炭浆法生产实践

A 国外生产实例

格蒂矿山公司莫克金矿 (Getty Mining Company Mercur Gold Project) 炭浆厂位于美国犹他州北部,生产规模 3500 t/d。矿石性质:金赋存于热液交代的碳酸盐岩石中,与黄铁矿、白铁矿、雌黄、雄黄、重晶石及有机物共生。有硫化带,也有氧化带。在硫化矿中,金以微细粒包裹在黄铁矿、白铁矿和有机物中,游离金与石英和方解石共生。在氧化矿中,金全部以自然金状态存在。自然金嵌布粒度为 10 ~ 1 μm ,半数以上在 5 μm 以下。

生产工艺过程如图 26-44 所示。

吸柱规格为 $\phi 1.5\text{ m} \times 6.4\text{ m}$, 设计装炭量 6 t , 生产中控制在 4.8 t 。解吸、电积作业包括: 1) 制备7倍炭床体积的解吸液, 以 270 L/min 速度输送入解吸柱; 2) 从解吸柱排出的贵液在含金品位未达到电积要求之前先返回制备槽(电积贵液要求含金品位为 $(400 \sim 500) \times 10^{-6}$); 3) 当贵液品位达到电积要求时进入贵液槽, 用泵将贵液以 36 L/min 的速度给入电积槽; 4) 贫液含金低于 6×10^{-6} 后(约 6 mg/L), 停止电积, 贫液送到 CIL 系统或用于制备解吸液; 5) 当载金炭品位降低到 $30 \sim 60\text{ g/t}$ 时, 停止解吸, 用2倍炭床体积的水冲洗解吸炭。

(6) 熔炼。从电积槽阴极上取出的金、银粉, 还含有汞和其他金属, 因此须先经过蒸汞器除去汞。蒸汞温度为 650°C 。蒸汞后的金泥与熔剂一起加入 175 kW 的感应电炉中熔炼, 得到纯度为 80% 以上的金锭。

(7) 炭再生。再生窑为 $4914\text{ mm} \times 8300\text{ mm}$ 卧式回转窑, 再生气氛为水蒸气, 再生温度 810°C 。该厂认为, 在 810°C , 木屑可以灰化而活性炭不能, 低此温度则不能使木屑灰化, 高于此温度可能会使活性炭也灰化。再生炭经水淬冷却后用 0.71 mm 脱水筛分级, 筛上粗炭返回 CIL 系统使用, 筛下细炭过滤回收。技术数据: 莫克金矿金总回收率为 $82\% \sim 87\%$, 工艺条件、材料消耗见表 26-40, 表 26-41。

表 26-40 莫克金矿炭浆厂工艺条件

磨矿浓密回路	给矿粒度	-200 mm	CIL 回路	pH 值	10.5
	磨矿细度	$80\% -200\text{ mm}$		炭密度	10 g/L
	浓密机给矿浓度	$16\% \sim 17\%$	酸 洗	总酸洗时间	6 h
	絮凝剂配制浓度	0.3%	解吸电积	解吸温度	150°C
	絮凝剂添加浓度	0.03%		解吸压力	$0.3 \sim 0.35\text{ MPa}$
	浓密机底流浓度	55%		解吸液成分	$1.0\% \text{ NaOH} + 0.5\% \text{ NaCN}$
CIL 回路	矿浆浓度	$40\% \sim 45\%$		解吸时间	9.5 h
	氰化物浓度	$0.05\% \sim 0.12\%$		电积槽电压	2.5 V
	浸出时间	24 h		电 流	50 A/极
	吸附时间	24 h		阴极钢毛量	450 g/极

表 26-41 莫克金矿炭浆厂材料消耗

氰化钠	$0.9 \sim 1.14\text{ kg/t}$	絮凝剂	30 g/t
活性炭	$45 \sim 65\text{ g/t}$	钢 球	0.32 kg/t
石 灰	1.6 kg/t	硝 酸	0.1 kg/t
氢氧化钠	2.7 kg/t	硫化钠	77 g/t

B 中国氰化炭浆厂实例

a 全泥氰化炭浆厂——张家口金矿炭浆厂

张家口金矿日生产规模为 600 t 。该矿属中温热液裂隙充填石英脉型矿床, 矿石为贫硫化物含金石英氧化矿类型。矿石中主要金属矿物为褐铁矿和赤铁矿, 其次为方铅矿和白铅矿、铅矾、磁铁矿及少量黄铁矿、黄铜矿以及自然金。脉石矿物以石英为主, 其次有绢云母、长石、方解石、白云石等。绝大部分自然金与金属矿物共生, 其中以褐铁矿含金为主。脉石

矿物占 96.71% ,金属矿物占 3.29% ,矿石密度 2.51 t/m³。

生产工艺流程如图 26-45 所示。原矿经两段破碎、两段磨矿,矿石细度达到 85% -0.074 mm(200 目)。磨细的矿石经高效浓密机脱水,矿浆浓度提高到 40% ~45% ,然后给入炭浸系统。在炭浸(CIL)系统中添加氰化物,充入中压空气,加入活性炭。经过两段预浸和七段边浸边吸后,尾渣品位降至 0.3 g/t,尾液品位降至 0.03 g/m³。炭浸尾矿排至污水处理系统,尾矿采用碱氯法进行处理,处理后尾矿浆氰质量浓度降至 0.5 g/L 以下,排至尾矿库沉淀自净。载金炭送金回收系统解吸、电积。炭浸系统串炭由离心提炭泵和槽内溜槽桥式筛完成。

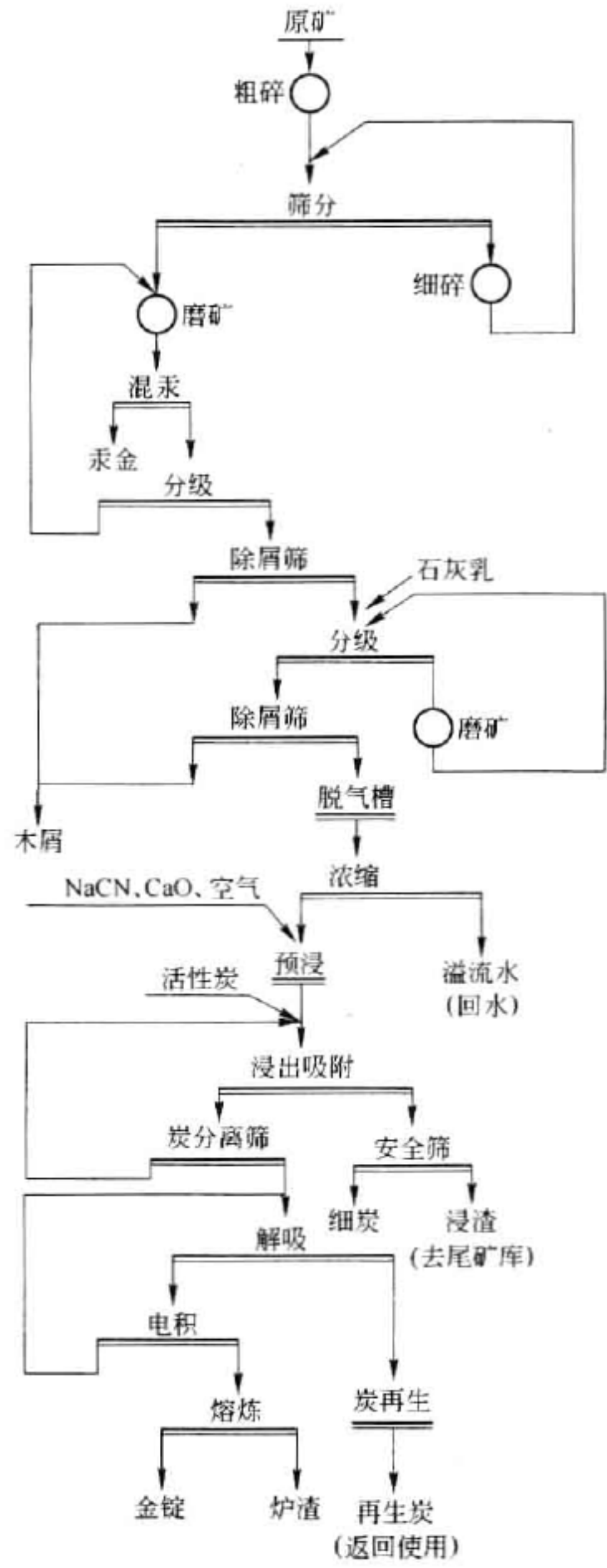


图 26-45 张家口金矿炭浆厂生产工艺流程

张家口金矿炭浆厂工艺指标见表 26-42, 工艺条件见表 26-43, 主要材料消耗见表 26-44。

表 26-42 张家口金矿炭浆厂工艺指标

CIL 系统	氰原金品位 /g·t ⁻¹	尾渣品位 /g·t ⁻¹	尾液品位 /g·m ⁻³	尾液氰化物含量 /g·m ⁻³	浸出率/%	吸附率/%
	2.5	0.20	0.03	200	92.0	97.5
解吸电积系统	载金炭品位 /g·t ⁻¹	解吸炭品位 /g·t ⁻¹	电积贫液品位 /g·m ⁻³	解吸率 /%	电积率 /%	
	2000~3500	50	6.0	99.8	99.9	

注:表内指标不包括混汞回收率。

表 26-43 张家口金矿炭浆厂工艺条件

CIL 系统	预浸时间	4.1 h	解吸电积系统	电积时间	18 h
	矿浆浓度	40%~45%		电积温度	60~90℃
	充气量	0.23 m ³ /(h·m ³)		槽电压	1.5~3.0 V
	pH 值	10.5~11.0		槽电流强度	1000 A
	氰化钠浓度	0.04%~0.05%	酸洗作业	硝酸浓度	5.0%
	炭浸时间	14.35 h		火碱浓度	10.0%
	活性炭密度	10~15 g/h		洗涤时间	2.0 h
	串炭速度	700 kg/d			
解吸电积系统	每批处理炭量	700 kg	炭加热再生作业	再生温度	一区 650℃
	预热时间	2 h			二区 810℃
	解吸时间	18 h			三区 810℃
	解吸温度	135℃		再生气氛	水蒸气
	解吸压力	0.31 MPa		再生时间	20~40 min
	解吸液成分	1.0% NaOH + 1.0% NaCN		再生速度	25~35 kg/h
	解吸液流速	0.84 L/s		再生窑给炭水分	40%~50%
	电积槽内阴极数	20 个		再生炭冷却方式	水淬
				活性炭再生周期	3 个月

表 26-44 主要材料消耗

石灰 /kg·t ⁻¹	氯化钠 /kg·t ⁻¹	活性炭 /kg·t ⁻¹	液 氯 /kg·t ⁻¹	硝 酸 /kg·t ⁻¹	氢氧化钠 /kg·t ⁻¹	水 /t·t ⁻¹	电 /kW·h·t ⁻¹
10.0	0.7~0.8	0.05	1.86	0.038	0.2	3.15	33.5

b 金精矿氰化炭浆法——夹皮沟金矿炭浆厂

夹皮沟金矿日生产规模 800 t。氰化原矿是该矿自己生产的浮选金精矿, 含金品位 60 g/t, 铜 2.3%~5.5%, 铅 4%~10%。生产工艺流程如图 26-46 所示。

技术条件: 矿浆浓度 36%~40%, 磨矿细度为 90% - 0.037 mm (400 目), 日处理矿量 35 t; 浸出槽中氰化钠质量分数为 0.07%~0.09%; 吸附槽炭密度 20~25 g/L, CaO 质量分数

0.02% ;解吸液成分(质量分数)NaOH 3.0%、NaCN 3.0% ,解吸液循环流速 1.25 m³/h,解吸电积时间 24 ~30 h。

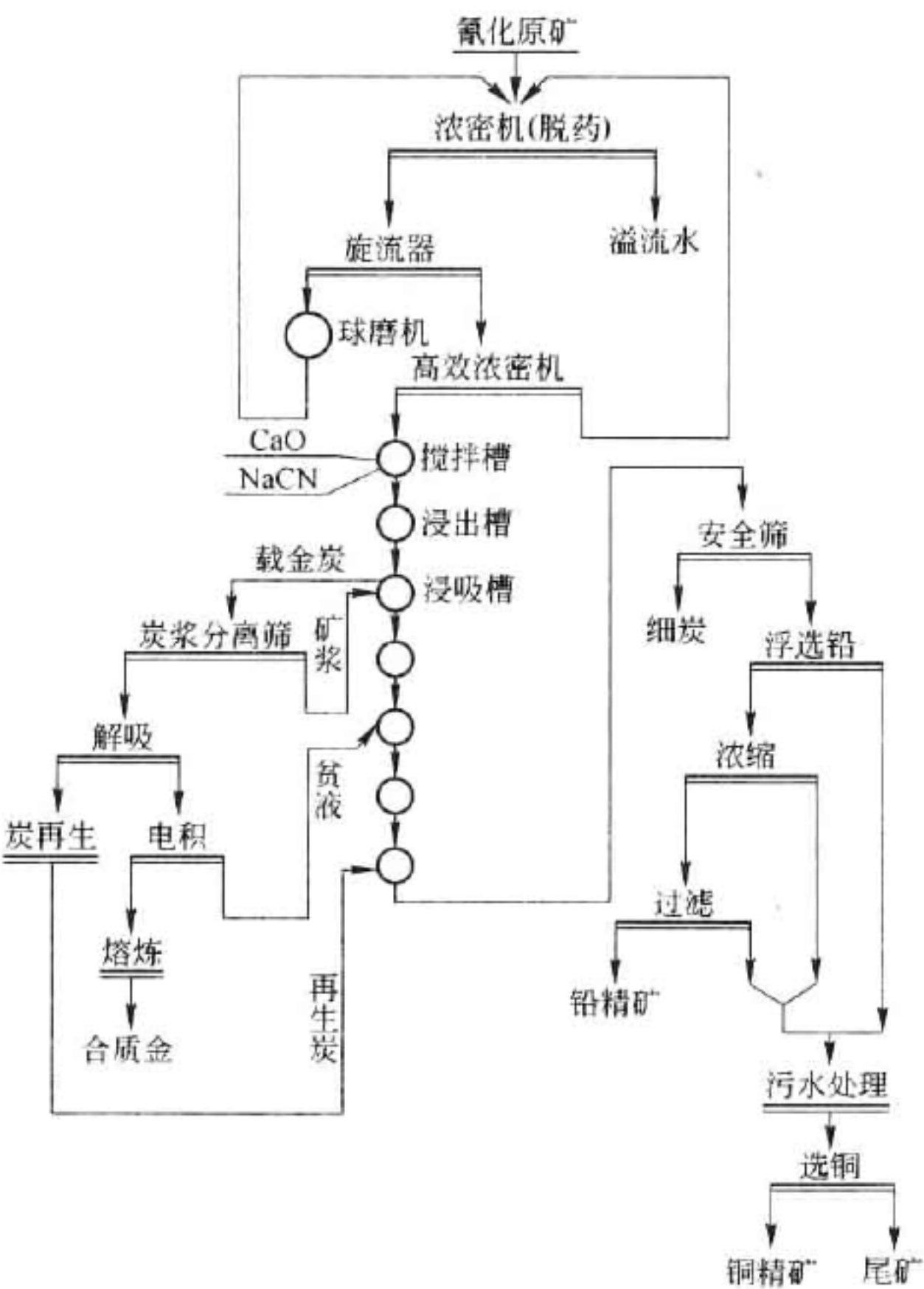


图 26-46 夹皮沟金矿炭浆厂工艺流程

工艺指标:设计指标金氰化浸出率 94.4% ,吸附率 99.0% ,解吸率 99.5% ,电积率 99.5% 。生产指标见表 26-45。

表 26-45 夹皮沟金矿炭浆厂生产指标(1991 年 1—6 月)

月 份	氰原金品位/g·t ⁻¹	浸出率/%	吸附率/%	解吸率/%
1	68.01	93.76	97.72	95.01
2	60.85	95.11	93.57	98.34
3	61.43	94.20	98.31	98.70
4	65.53	96.82	99.12	91.85
5	56.80	96.28	99.29	96.27
6	69.80	96.32	99.53	95.20

浮选金精矿经两段氰化预浸和五段边浸、边吸过程,金浸出率和吸附率达 96% 及 99% ,取得了较好的效果。但由于浮选回收率较低,所以,选冶总的回收率较低,仅为 87% 。

C 碳纤维的应用实践

碳纤维是以聚丙烯腈短丝平毡为原料,经过氧化和炭化工艺处理而制成的,具有很大的

比表面积和较好的导电性。既具有碳-石墨的物理化学性能,又具有一般纤维的柔软性和很高抗拉强度的材料。碳纤维作为阴极,是属惰性电极,不像钢毛那样参加氧化-还原反应,所以电沉积出来的金泥杂质含量少,有利于提高合质金成色。峪耳崖金矿炭浆厂采用碳纤维做电积阴极材料的生产实践表明,在相同电积条件下,相同时间内金电积回收率,碳纤维比钢绵高很多;达到相同的回收率,钢绵电积时间比碳纤维高3~6倍。峪耳崖金矿炭浆厂主要载金炭解吸电积工艺参数及指标见表26-46。

表 26-46 峪耳崖金矿炭浆厂主要工艺参数及指标

项 目	电压/V	电流/A	贵液品位 /g·m ⁻³	贫液品位 /g·m ⁻³	载金炭品位 /g·t ⁻¹	解吸炭品位 /g·t ⁻¹	解吸率/%	电积率/%
数 据	3.2~5.0	560~900	43.5~337	3.54	4209	437	89.36	99.54

根据碳纤维电积提金的具体特点,采用了CF610型电积槽。与钢毛相比碳纤维电积提金对电积槽有两个特殊要求:一是由于碳纤维电阻率比较大,要求同极距相应增大,以保证电场均匀,防止造成极间短路现象,使贫液品位增高;二是由于碳纤维提金,金泥大部分沉积在槽底,所以槽底部较深或有一个漏斗,以积存并便于提取金泥。碳纤维电积的最大优点是金泥收集方便,只要从炭阴极上刷下及从槽低收集即可。峪耳崖金矿炭浆厂在国内首先将碳纤维电积提金工艺应用于实际生产,实践证明,该工艺在技术上是先进的,经济效益比较好,具较高推广应用价值。

26.2.9 离子交换树脂法提取金

26.2.9.1 概述

1935年B·A·亚当斯(Adams)和E·L·霍姆斯(Holmes)研究合成了第一批具有离子交换功能的高分子材料制成的离子交换树脂。此后,在合成树脂的稳定性和交换容量方面都有了很大的改进。从此,离子交换过程不仅用于水的软化,而且广泛用于金属的分离和提纯。

1954年,F·C·纳霍德最早提出了用离子交换树脂提金的方法。1967年,苏联建成了世界上第一个离子交换树脂提金工艺试验装置,其原矿日处理能力达200t。之后,加拿大、南非以及美国也相继对树脂提金工艺进行了研究。在国内,一些高等院校在20世纪60年代就对树脂提金工艺进行了研究,并取得很大的成就。

树脂矿浆法与炭浆法一样,都是当今世界上先进的无过滤提金技术。树脂矿浆法在独联体国家使用相当普遍。前苏联国家生产的约50%金(大致等于世界金总产量的10%)都是用树脂提取工艺生产的。1969年建成投产的、年产金80t的乌兹别克穆龙陶金矿就采用树脂提金工艺,载金树脂用硫脲作为解吸剂,获得了较好的技术经济指标。

由于树脂矿浆法较炭浆法具有吸附速度快,吸附容量大,吸附介质磨损小等优点,因而,广泛采用炭浆法的欧美国家也相继建起了中间试验厂和树脂提金厂。

国内对树脂提金工艺的研究起步也比较早。1988年,我国自行研究设计的安徽东溪金矿,以及1995年由哈萨克斯坦引进的新疆阿希金矿先后顺利投产,两者均采用树脂矿浆法提金工艺。东溪金矿载金树脂采用硫氰酸铵解吸法,阿希金矿载金树脂采用硫脲解吸法,都获得很理想的技术经济指标。目前,国内的树脂矿浆法提金技术已达到国际先进水平。

1988年,南非金朱必例金矿将原炭浆厂改为树脂厂,从而建成了西方世界第一座树脂矿

浆法提金厂,日处理能力 375 t。该矿载金树脂的解吸采用氰化锌解吸方法,解吸周期为 48 h,解吸温度为常温。其他国家,如美国、加拿大、罗马尼亚等国也相继建起了中间试验厂。

20 世纪 60 年代,苏联一些科研院所,对强碱和弱碱性阴离子交换树脂进行了试验研究,结果表明,弱碱性树脂对金具有较好的吸附选择性,但是它的吸附容量小,吸附速度慢,在矿浆中机械耐磨性差。强碱性树脂除对金选择性差外,其他性能良好。为此,认为混合碱性大孔阴离子交换树脂是理想的提金树脂。

1967 年,全苏化学科学研究所合成了粗孔隙结构的多官能团离子交换树脂 AM-2B,并广泛地应用到生产中。

从 20 世纪 70—90 年代,对用离子交换树脂从矿浆中吸附金的过程、载金树脂解吸、树脂再生、电积等工艺及设备定型方面,做了大量改进工作,使该项工艺基本走向成熟。

黄金矿山采用树脂矿浆法提金工艺,经多年生产证明是成功的。尤其处理下列矿石更有独到之处:

- (1) 黏土矿石和泥质矿石。
- (2) 某些含碳矿石。
- (3) 含砷矿石。
- (4) 含大量可溶盐类矿石和生产采用较硬的水质时。

树脂矿浆法属于无过滤提金技术,具有吸附金速度快,树脂饱和载金量大,载金树脂解吸和解吸树脂再生容易,树脂耐磨性强、抗污染能力强等优点。

26.2.9.2 离子交换树脂

离子交换树脂是一种具有活性交换基团的不溶性高分子共聚物,其交换基团使用失效后,经过再生可以恢复交换能力,重复使用,它由惰性骨架(母体)、固定基团与活动离子三部分构成。树脂的母体构架(或骨架)由高分子碳链构成,是一种三维多孔性海绵状不规则网状结构,它不溶于一般酸、碱溶液及有机溶剂。

A 树脂结构

在离子交换树脂立体网状结构的惰性骨架上,无规则地联有活性基团(或功能基团),即

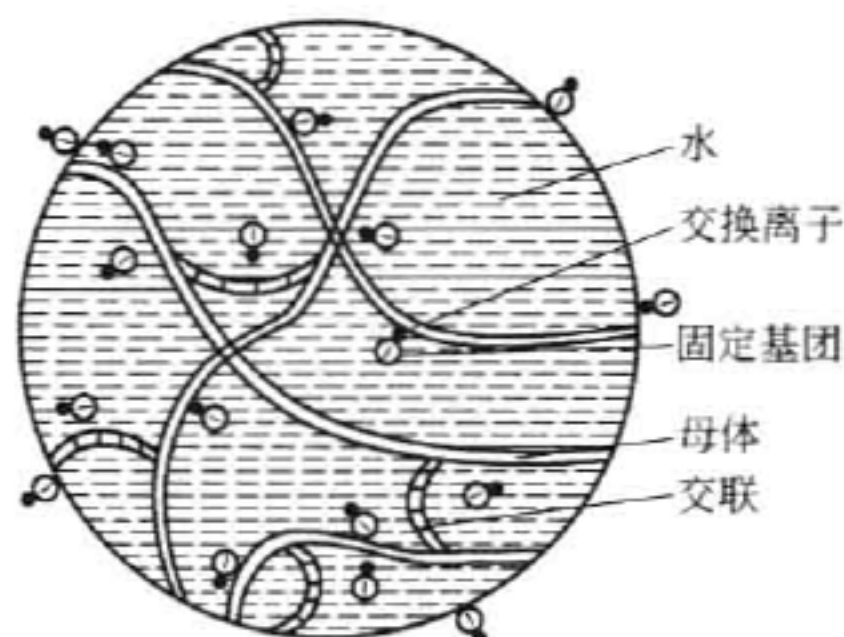


图 26-47 离子交换树脂结构模型

固定基团(如 $-\text{SO}_3$, $-\text{COO}$)与活动离子(H^+)。固定基团牢牢地固定在惰性骨架上,不能自由运动,活动离子虽然通过固定基团维系于惰性骨架上,但在发生离子交换行为时,可以进行定向运动。离子交换树脂的结构模型如图 26-47 所示。

离子交换树脂是一类在交联的大分子主链上带有许多化学功能基团的高分子化合物。这些化学基团由两种电荷相反的离子组成,一是以化学键结合在大分子链上的固定离子,另一

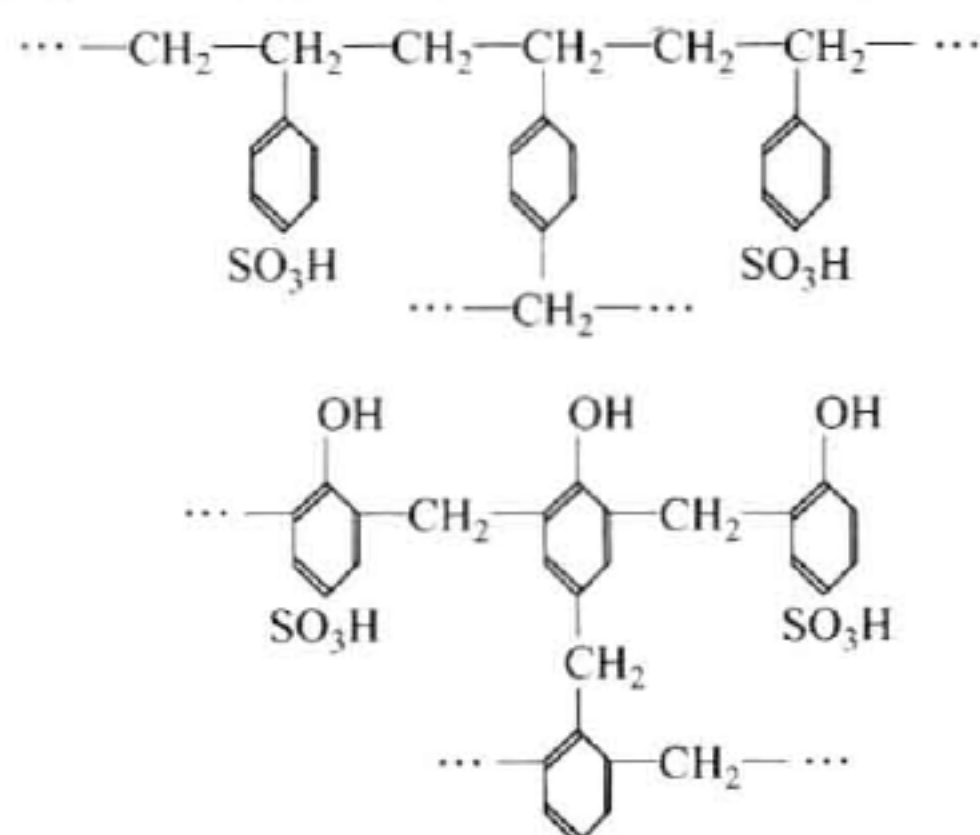
是以离子键与固定离子结合的反离子。在一定条件下,这些可活动的反离子可离解出来显示离子交换的功能。离子交换树脂的这种化学结构特征是影响它的物理-化学性质的主要因素。在仅有凝胶型离子树脂时,化学结构尤其起着决定作用。

不同类型的离子交换树脂具有不同性质的化学基团,如磺酸基,羧酸基,磷酸基,季胺基,伯、仲、叔胺基,胺羧基等,根据在不同 pH 值溶液中的离解程序和交换行为,将离子交换

树脂分成了强酸性的、弱酸性的、强碱性的、弱碱性的及螯形离子交换树脂。

同一种离子树脂,其化学基团中的固定离子又可以离子键结合许多不同性质的反离子。如阳离子交换树脂可结合氢离子及各种金属阳离子,阴离子交换树脂可结合氧根离子和各种酸根阴离子。离子交换树脂所结合的反离子不同,性质也不一样。

另外,也还有同一种化学基团结合的不同的大分子链上,如:



以及一种化学基团在大分子链上的分布不同。这些化学结构上的不同对离子交换树脂的性能都有影响。

B 树脂的分类

合成离子交换树脂是由高分子化合物制成的球状小颗粒。组成小球的高分子化合物具有三维立体交联的网络结构,称为骨架。在骨架上连接了许多功能基团,它们具有可交换的离子,可以进行交换反应。

离子交换树脂包括 3 部分:高分子骨架,连接在骨架上的功能团,功能团上的可交换离子。可交换离子又称活动离子,而结合于骨架的则为固定离子。

由于合成树脂和萃取剂一样,要反复使用,必须具有极强的耐受化学环境变化的能力,可以反复经受化学条件变化而保持物理状态和化学性质稳定;不溶于酸、碱,甚至有机溶剂。树脂要稳定,首先骨架必须十分稳定。最常见的制备骨架的高分子有聚苯乙烯、聚丙烯酸、酚醛等。

如果把凡是具有离子交换能力的固体物质称为离子交换剂,则依其可交换离子,分为阳离子剂和阴离子剂两大类。其中最主要的是合成树脂。各种离子交换剂总的分类如图 26-48 所示。

人工合成的阳离子树脂的官能团是有机酸,按酸性的强弱,又进而分为强酸性和弱酸性。强酸性的官能团是苯磺酸;弱酸性的是有机磷酸、羧基酸和酚。

阴离子交换树脂的官能团是各种胺类。强碱性的官能团是季铵;弱碱性的官能团是伯、仲、叔胺。季铵常为氯盐和氢氧根型,即 $\text{P-N}(\text{CH}_3)\text{Cl}$, $\text{P-N}(\text{CH}_3)_3\text{OH}$, 其中 P 代表骨架的碳链。

为了调节交换树脂的性能,合成时在同一骨架上挂上不同的官能团,如同时有强碱和弱碱官能团,甚至把阳离子和阴离子功能团联结在同一骨架上,这样就产生了双功能团树脂,甚至多功能团树脂。

为了增加树脂的离子交换能力,要将其制成多孔结构,扩大比表面,使功能团不但分布在树脂的表面,而且还分布于孔道的表面。树脂的孔道大小、整体的孔隙率取决于合成时高

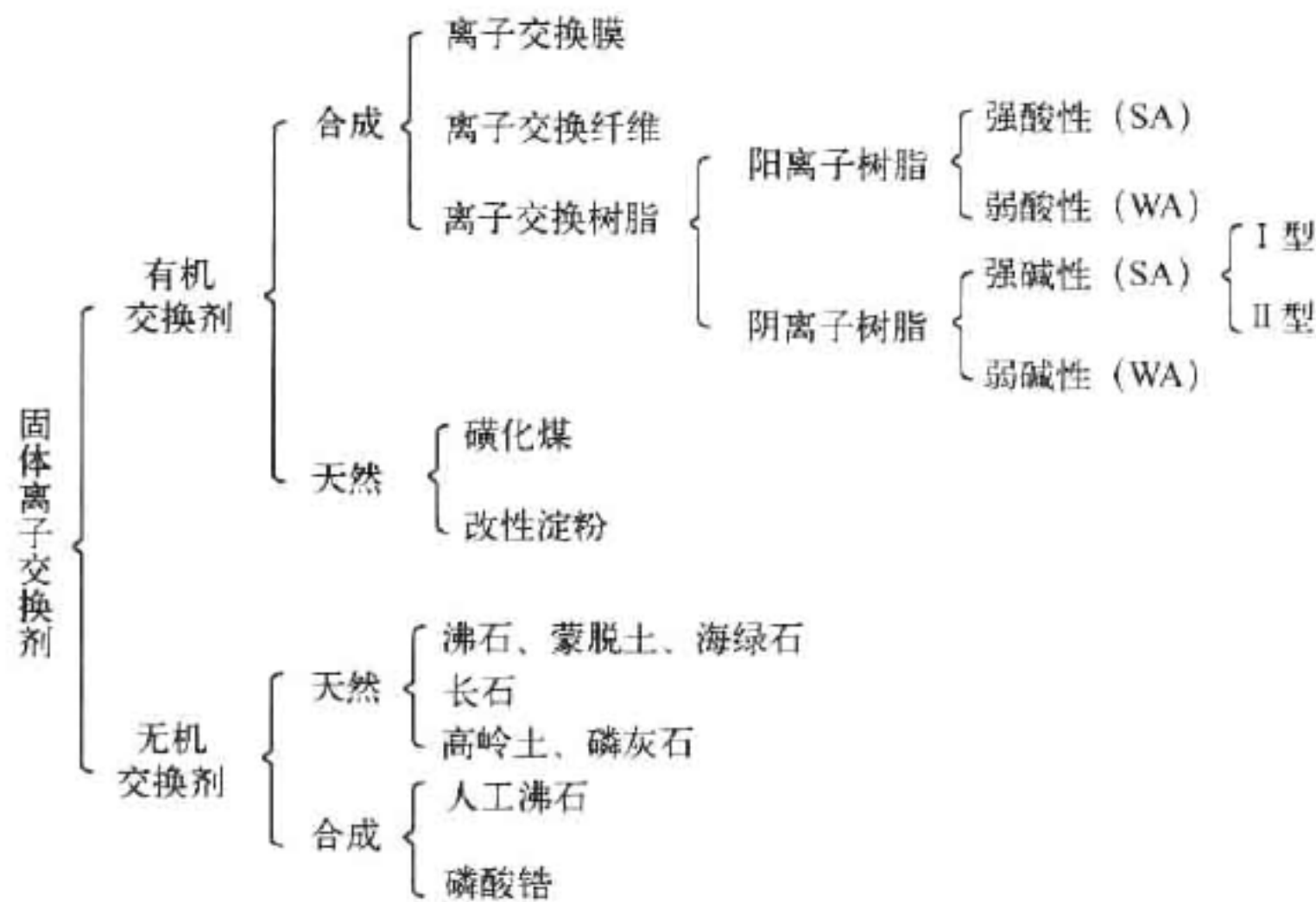
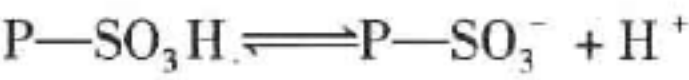


图 26-48 离子交换剂分类

分子链之间的交联程度。交联程度影响树脂的物理性质,如密度、孔隙率、比表面积、溶胀性和强度。

a 强酸性阳离子交换树脂

强酸性阳离子交换树脂是指在交联结构高分子基体上带有磺酸基(—SO₃H)的离子交换树脂。若以 P 代表高分子基体,这种树脂可用 P—SO₃H 表示,它在水溶液中解离如下:

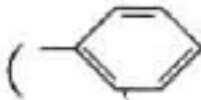


其酸性相当于硫酸、盐酸等无机酸。它在碱性、中性,甚至酸性介质中都显示离子交换功能。

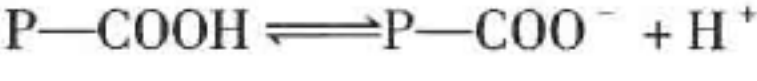
以苯乙烯—二乙烯苯共聚球体为基础的强酸性阳离子交换树脂,是用途最广、用量最大的一种离子交换树脂,它是用浓硫酸或发烟硫酸、氯磺酸等磺化以上苯乙烯—二乙烯苯共聚球体而得,因通常只能获得 5 mmol/g 左右的交换容量,证明在每个苯环上只引入了一个磺酸基。磺化后的树脂是 H⁺ 式,为贮存和运输方便生产厂家都把它转变成 Na⁺ 式。

此外,尚有早期发明的以苯酚—甲醛缩聚物磺化而得的强酸性树脂,这种树脂后来也可以作成球状。因它的综合性能不如聚苯乙烯系强酸性树脂,目前很少用它。

b 弱酸性阳离子交换树脂

弱酸性阳离子交换树脂是指含有羧酸基(—COOH),磷酸基(—PO₃H₂),酚基()的离子交换树脂,其中以含羧酸基的弱酸性树脂用途最广。含羧酸基的阳离子树脂和有机羧酸一样在水中解离程度较弱,在 10⁻⁵ ~ 10⁻⁷ 之间,所以显弱酸性。

其解离如下:



它仅能在接近中性和碱性介质中才能解离,而显示离子交换功能。含羧酸基的弱酸性离子树脂常是用甲基丙烯酸或丙烯酸与二乙烯苯进行悬浮共聚合,亦或甲基丙烯酸甲酯或丙烯酸甲酯与二乙烯苯悬浮共聚合后水解的方法制得。过去,聚丙烯酸系弱酸性树脂,以对链霉素的特殊选择交换吸附性能而主要用于链霉素的分离提炼。近年来,根据它的高达 9 mmol/g 左右的交换容量,容易再生,以及对二价金属离子具有较好选择性的特点,已广泛

用于水处理及工业废水处理等方面。

c 强碱性阴离子交换树脂

以季胺基为交换基团的离子交换树脂称强碱性阴离子交换树脂。这种树脂在水中解离如下：



其碱性较强而相当于一般季胺碱。它在酸性、中性、碱性介质中都可显示离子交换功能。

常用的强碱性离子交换树脂,是用苯乙烯-二乙烯苯共聚球粒经氯甲基化和叔胺胺化而得。当用三甲胺胺化时,得到Ⅰ型强碱性阴离子树脂;当用二甲基乙醇胺胺化,得到Ⅱ型强碱性阴离子树脂。它们的碱性都很强,不仅可交换一般无机酸根阴离子,也可交换吸附硅酸,醋酸那样的弱酸。Ⅰ型强碱性树脂的碱性比Ⅱ型更强,用途更广泛。 OH^- 式强碱性阴离子树脂热稳定性较差,限于 60°C 以下使用。

d 弱碱性阴离子交换树脂

这是指以伯胺($-\text{NH}_2$)或仲胺($-\text{NHR}$)、叔胺($-\text{NR}_2$)为交换基团的离子交换树脂。这种树脂在水中解离程度很小而呈弱碱性:



它只在中性及酸性介质中才显示离子交换功能。

这种树脂可通过聚合或缩聚的方法而得。而常用的弱碱性阴离子树脂,是使苯乙烯-二乙烯苯共聚球粒经氯甲基化后伯胺或仲胺胺化制得的。这种树脂碱性很弱,只能交换盐酸、硫酸、硝酸这样的无机酸阴离子,而对硅酸等弱酸几乎没有交换吸附能力。较高的交换容量和容易再生是这种阴离子交换树脂的重要特点。

e 按离子交换树脂的物理结构分类

根据离子树脂物理结构的不同,可把离子交换树脂分成凝胶型、大孔型和载体型三类。

(1) 凝胶型离子交换树脂。外观透明的均相高分子凝胶结构的离子交换树脂统称凝胶型树脂。这类离子树脂的球粒内没有毛细孔,离子交换反应是离子通过被交联的大分子链间距离扩散到交换基团附近进行,大分子链间距离决定于交联程度。因此,离子交换树脂合成时交联剂的用量对树脂性能影响很大。

(2) 大孔型离子交换树脂。在树脂球粒内部具有毛细孔结构的离子交换树脂统称大孔型树脂。因为毛细孔道的存在,树脂球粒是非均相凝胶结构。这类树脂的毛细孔体积一般为 $0.5 \text{ mL(孔)}/\text{g(树脂)}$ 左右。也有更大的,每克比表面积从几到几百平方米,毛细孔径从几纳米到上千纳米。由于这样的孔结构,使其适宜于交换吸附分子尺寸较大的物质及在非水溶液中使用。

(3) 载体型离子交换树脂。这是一种作为液体色谱的固定相的离子交换树脂。因色谱仪以高流速操作,柱内压力很大,一般离子交换树脂不能承受这样高的压力,因而研究了以球形硅胶或玻璃球等非活性材料为载体,把它作中心核,在表面覆盖一离子交换树脂薄层,从而制得载体型离子交换树脂。

f 其他类型离子交换树脂

(1) 螯合离子交换树脂。在交联大分子链上带有螯合基团的树脂称螯合离子交换树

脂,也有的称选择性离子交换树脂。螯合离子交换树脂的合成研究工作十分活跃,目的是为了获得对指定离子、主要是重金属离子具有特殊选择性的树脂。目前的螯合树脂商品主要有两种,一种是含亚胺羧酸基的树脂,另一种是聚胺类树脂。前者对碱土金属和重金属的选择吸附性比碱金属大得多,而后者完全不吸附碱金属和碱土金属,只吸附重金属。

(2) 两性及热再生离子交换树脂。在一粒树脂中,同时含有酸性交换基团和碱性交换基团的树脂称两性离子交换树脂,两种相反电荷的交换基团可能在同一个大分子链上,也可能在两个不同而互相十分接近的大分子链上。

若同时含有弱酸性和弱碱性交换基团、交换后用热水而勿须用酸、碱即可使其再生的树脂称热再生树脂。

C 树脂的性质及测定

a 离子交换树脂粒度

离子交换树脂一般都是作成球状,常用树脂颗粒大小为 0.30 ~ 1.20 mm。树脂的粒度常以标准筛目数表示。

离子交换树脂颗粒在干、湿状态时大小是不同的,这是因它们结构的强亲水性吸水后膨胀所致。干、湿变化时粒度的变化与树脂带的化学基团的性质、离子式、交联度有关。对于一种离子交换树脂,干、湿状态时粒度的变化可以用交联度的函数表示。

一种树脂的粒度可用标准筛进行筛分分析。为比较不同离子交换树脂的粒度差别,用有效粒度和均匀系数两项指标较适宜,仅用粒度范围不能反映球粒大小的分布情况。所谓有效粒度,是 10% 的树脂球粒通过 90% 球粒保留的筛孔径。均匀系数是通过 60% 的筛孔径与通过 10% 的筛孔径的比值。它反映了树脂球粒的分布情况,均匀系数愈小,球粒大小愈均匀。

如何选择离子交换树脂的粒度应根据使用情况而定。在处理水溶液中,树脂的粒度对交换过程的水力学行为和离子交换动力学有影响,粒度愈小,流体阻力愈大,流速降低。树脂粒度对离子交换动力学的影响是,离子交换速度随粒度的减小而增大,这是因离子距球粒内的扩散路途变短的缘故。

b 密度及含水量

离子交换树脂是亲水性高分子化合物,总是结合一定数量的水分,称含水分或湿含量。离子交换树脂的含水分是以单位质量湿树脂的含水分数表示的。

离子交换树脂的含水量受它的交联度,化学基团的性质和数量,及结合的反离子的影响。交联程度愈高,含水分愈低。树脂中极性化学基团愈多,即交换容量愈高,结合水分就愈多。

离子交换树脂的密度表示法有两种:一是含水状态时的湿视密度,二是湿真密度。

湿视密度是设计离子交换装置时的重要参考数据。它受树脂交联程度和交换基团性质的影响。交联度愈高,湿视密度增大。带强酸性和强碱性基团的离子交换树脂比弱酸性和弱碱性基的树脂湿视密度高;大孔型树脂比相应的凝胶型树脂的湿视密度低。

c 交换容量

交换容量是离子交换树脂很重要的性能指标。它反映树脂对离子的交换吸附能力。由于离子交换树脂的交换容量常随离子交换反应条件的不同而改变,因此,有必要把交换容量分成总交换容量、工作交换容量和再生交换容量。

总交换容量,表示单位量(质量或体积)离子交换树脂中能进行离子交换反应的化学基

团总数。总交换量反映了离子交换树脂的化学结构特点。而树脂在实际使用时,工作交换容量更有意义。总交换容量与工作交换容量没有固定的比值关系。

工作交换容量,表示离子交换树脂在一定工作条件下对离子的交换吸附能力。它不仅受树脂结构的影响,还受溶液组成、流速、溶液温度、流出液的组成以及再生条件等因素影响。

解吸后的树脂经再生后的交换容量称再生交换容量。

一般情况下,总交换容量,工作交换容量和再生交换容量三者间的关系:再生交换容量为 0.5 ~ 1.0 倍总交换容量;工作交换容量为 0.3 ~ 0.9 倍再生交换容量。

工作交换容量/再生交换容量为离子交换树脂的利用率。

离子交换树脂除可进行离子交换外,还有吸附的能力,因此,在有些条件下,交换容量中也包括了吸附容量,随树脂结构的不同,吸附容量在总交换容量中所占份数也会改变。

d 强度及测定

离子交换树脂的强度是指在使用过程中,树脂球粒抵抗膨胀收缩作用和机械冲击作用的能力。强度低的树脂在以上作用下很快破碎。提高离子交换树脂强度一直是离子交换树脂合成研究中的重要课题。

正确的离子交换树脂强度测定法应能反映实际应用中引起树脂强度破坏的各种因素。离子交换树脂在使用过程中,由于交换和再生的离子式转化,使树脂受到周期的膨胀收缩作用、流动的矿浆、流动液体,还有树脂球粒间的相互摩擦作用及树脂与容器壁的摩擦作用等都可能破坏树脂的强度。而对不同结构的子交换树脂,以上几种因素的影响大小各不相同,在不同的条件下使用,造成子交换树脂破坏的因素也不一样。

树脂强度是衡量离子交换树脂性能的一项重要指标。其强度的测定可采用模拟生产条件法测定,而通过实际生产测得的数据更准确。对树脂生产厂家有一定的参考价值。

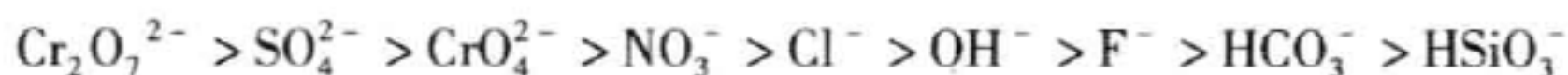
e 树脂的选择性

离子交换树脂的选择性是指树脂对不同离子交换吸附亲和性的差别。

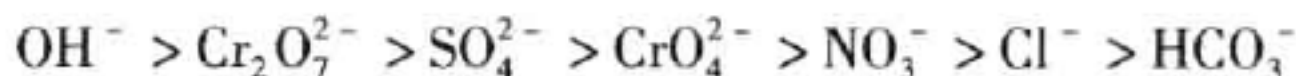
离子交换树脂的选择性,不仅仅决定于树脂交换基团与离子间静电作用力的大小,交联网络结构也起着重要的作用。因此,离子交换树脂的选择性是离子交换平衡和动力学因素的综合结果。

含有少量强碱性官能团的弱碱性阴离子交换树脂,可从 pH 值高的氰化液中选择性很强地吸附金氰络合物,但在强碱性官能团含量超过 15% 时,其选择性消失。

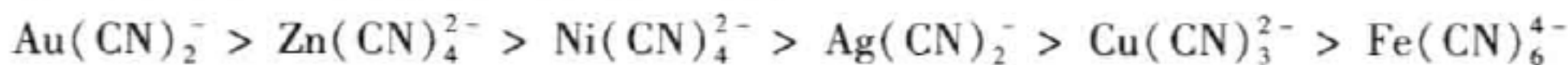
强碱性阴离子交换树脂对离子选择顺序为:



弱碱性阴离子交换树脂对离子选择顺序为:



目前,采用树脂矿浆法生产的矿山,选用的一般均为大孔双官能团弱碱性阴离子交换树脂,对氰化溶液中金属络合离子的吸附顺序为:



26.2.9.3 离子交换树脂在提金中的应用

近 20 年来,对不同的氰化含金液进行了离子交换树脂的研究,开发了树脂矿浆(RIP)法提金工艺,并已经在生产中得到应用。

A 提金用离子交换树脂类型

a 弱碱性离子交换树脂

弱碱性离子交换树脂具有与烃骨架相连的伯胺或叔胺基团,其最典型的特性是在高于某一确定的 pH 值的条件下,某些胺基就会失去活性而不能起离子交换的作用。含仲胺基团的弱碱性离子交换树脂吸附金的交换反应属于阴离子缔合型交换。其反应方程式表示为:



式中,P 表示树脂的骨架; NR_2 表示官能团。

b 强碱性离子交换树脂

与弱碱性树脂不同,强碱性树脂(主要为季铵盐型)可以在一个较宽的 pH 值范围内吸附金属的氰络离子。

强碱性阴离子交换树脂的吸附反应方程式如下:



氰化浸出液中的银氰络合离子,以及其他贱金属络合离子,都按上式进行离子交换而被树脂吸附。在生产中发现,离子交换树脂也具有一定的物理吸附能力。

c 螯合离子交换树脂

螯合离子交换树脂是一类能与金属离子形成螯合物的交联功能高分子材料,具有高选择性,操作简便,经济效益好等特点。

螯合树脂的吸附机理:在其功能基中的未成键的孤对电子 O、N、S、Br 等能以一孤对电子与金属离子形成配位键,构成与小分子螯合物相似的稳定结构。

烟台师范学院合成的多胺基团的酚醛树脂 FQ-34 对 Au(Ⅲ)的吸附选择系数可达 98% 以上。

B 载金树脂解吸

a 硫氰酸盐解吸法

载金树脂用硫氰酸铵和氢氧化钠做解吸剂。对于弱碱性离子交换树脂,氢氧化钠使其官能团转变成游离碱的形式,失去了离子交换性能。对强碱性官能团, SCN^- 与其有很强亲和力,使其无法再和金氰络合离子等进行离子交换。从而达到从载金树脂上将金、银及其他贱金属络合离子解吸下来的目的。

弱碱性官能团解吸反应机理:

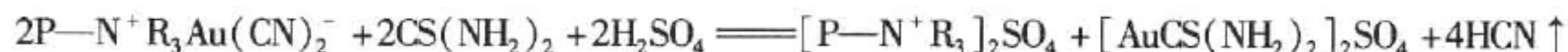


强碱性官能团解吸反应机理:



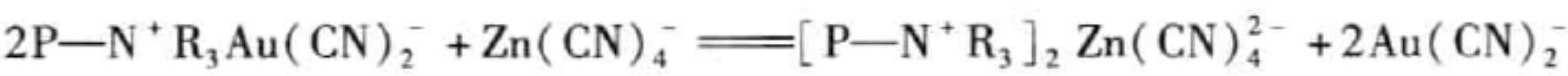
b 硫脲解吸法

采用酸性硫脲作为金的解吸剂。硫脲是一种可溶于水(在 20℃ 的水中溶解度为 9% ~ 10%)的有机溶剂,它与无机酸(盐酸或硫酸)的混合物从阴离子交换树脂上解吸金的反应为:



c 氰锌配合物溶液法

$\text{Zn}(\text{CN})_4^{2-}$ 能够将负载的 $\text{Au}(\text{CN})_2^-$ 从树脂上取代下来,反应如下:



此法对负载的其他贱金属络合物也有较好的解吸效果,见表 26-47。

表 26-47 氰锌配合物溶液对强碱性树脂的解吸效果

金 属	负荷金属/g · kg ⁻¹			金 属	负荷金属/g · kg ⁻¹		
	解吸前	解吸后	再生树脂		解吸前	解吸后	再生树脂
Au	8.17	0.03	0.03	Fe	7.050	0.804	0.650
Ag	0.39	<0.02	<0.02	Si	0.253	0.44	0.075
Cu	16.4	0.851	0.240	Co	3.76	0.40	0.420
Ni	5.39	0.998	0.400	Zn	11.4	106	3.20
Ca	1.60	1.70	0.300				

注:解吸条件为 0.5 mol/L Zn(CN)₄²⁻, 55℃, 24 h。

d 解吸效果比较

硫氰酸盐解吸法、硫脲解吸法、氰锌配合物溶液法解吸效果比较见表 26-48。

表 26-48 硫氰酸盐解吸法、硫脲解吸法、氰锌配合物溶液法解吸效果比较

方 法	优 点	缺 点
硫脲法	与酸性相匹配,不需再生,速度快,材料消耗少	贱金属解吸差,酸性腐蚀严重,金沉积于各个钢制件
硫氰酸盐法	解吸各种金属效果好,无腐蚀性和毒性,设备简单	树脂需要再生,辅助消耗较高
氰锌配合物法	解吸各种金属的效果好,不腐蚀,树脂较易再生	需再生,产生有毒气体,辅助消耗高,速度慢

e 其他解吸法

用丙酮和盐酸的混合物做解吸剂,可以达到从载荷离子交换树脂上完全解吸金和铜的目的,而铁、锌、银有少量被解吸,如图 26-49 所示。

用丙酮和硝酸的混合物做解吸剂,可以达到较理想的从载荷离子交换树脂解吸金的目的,但铁和铜的解吸效果不佳,如图 26-50 所示。

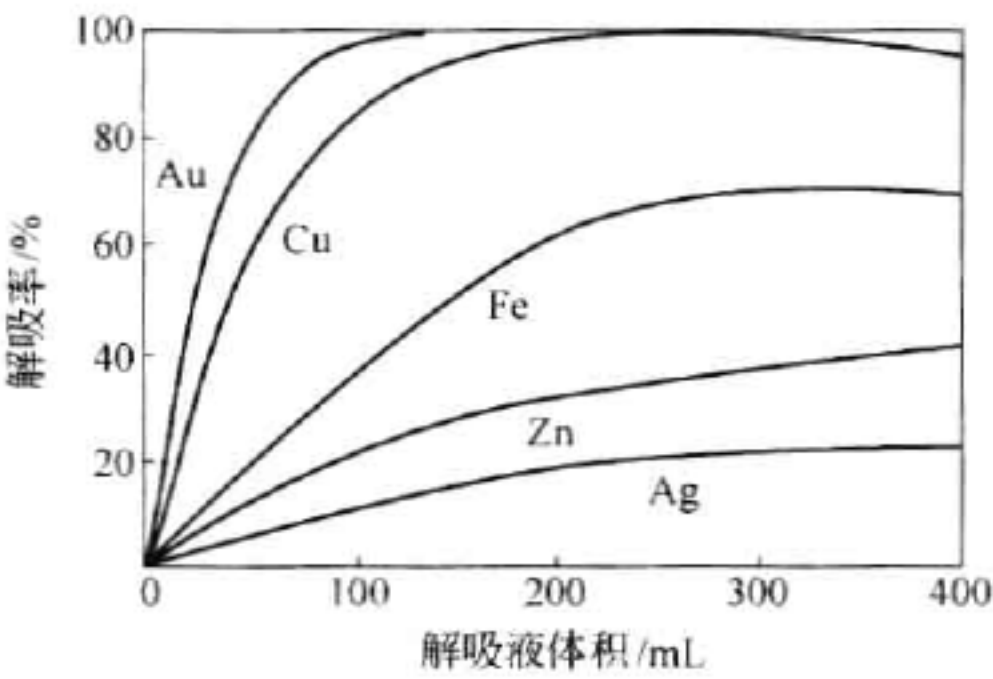


图 26-49 用 5% HCl-5% H₂O 的丙酮混合物做解吸剂时不同金属的解吸率

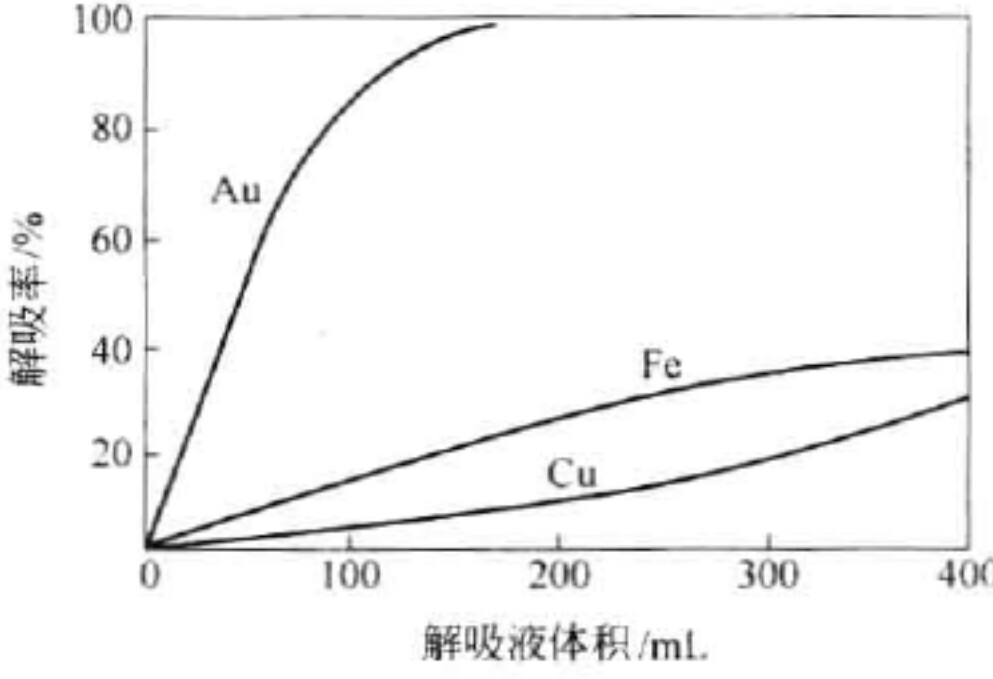


图 26-50 用 5% HNO₃-5% H₂O 的丙酮混合物作解吸剂时不同金属的解吸率

C 离子交换树脂的活化和再生

a 离子交换树脂的活化

树脂在使用前必须进行预处理,原因是在生产过程中除有不溶的高分子组分外,还有一些在树脂形成反应中未反应的母体分子,以及在引入离子活性基团时因骨架部分裂解而生

成的高分子裂解产物。这些产物在树脂上存在,因此在使用前应使树脂充分的溶胀,并以酸、碱洗除杂质,然后再进行转型,这是决定树脂交换效果是否良好的关键。

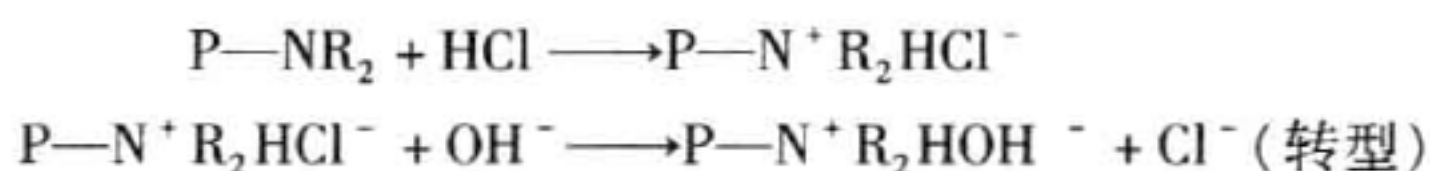
新树脂如在运输、保存过程中失去水分变干,必须经过食盐水的浸泡活化,以防止在水中膨胀后破裂。

树脂经预处理转成所需离子型能起到活化树脂的作用。

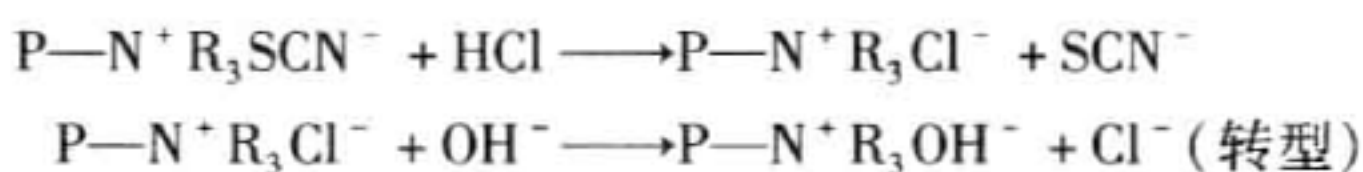
b 树脂的再生

在树脂解吸的过程中,树脂失去了离子交换性能,因而需要重新活化再生,才能循环使用。解吸后的树脂经水洗后,放入再生槽加稀盐酸进行再生处理,再生后用清水洗至中性。然后再用稀碱液(氢氧化钠)处理,使树脂转型成氢氧根型。之后用清水洗净,使其基本恢复到原来的性能,即可返回流程中循环使用。

弱碱性反应:



强碱性反应:



D 树脂矿浆法提金工艺优缺点

树脂矿浆法提金工艺的优点是:

(1) 目前生产选用的树脂都属于大孔双官能团弱碱性阴离子交换树脂,其吸附速度快,工作容量大,对金、银络合物均有良好的吸附性能,这对降低生产成本和提高贵金属回收率是有利的。

(2) 树脂的机械强度大,且呈球型有弹性,磨损率很低,不易被磨成粉末状流失于尾矿中。同时树脂在吸附槽中密度远低于活性炭的密度,因而破损的树脂量很少,且易于回收,处理成本低,使用寿命长。

(3) 载金树脂的解吸和脱金树脂的再生在常温常压下进行,设备简单易操作,不需要承压容器和热再生设备,因而节省能源减少设备投资。

(4) 树脂对银氰络合物吸附性能好,能很好地综合回收矿产资源,提高经济效益,尤其当原矿银品位和高岭土含量高,且为贫硫化物矿石时,采用树脂矿浆法将可能是最佳的选择。

(5) 树脂抗污染能力强,浮选药剂及高岭土、赤铁矿、页岩等矿物微粒对树脂基本上不产生污染,因而其吸附能力不受影响。

(6) 树脂对水质的要求不高,因而尾矿库澄清水可全部返回使用,即回收了尾矿水中的贵金属,又大量节省水资源,实现污水零排放,保护了环境。

树脂矿浆法提金工艺的缺点为:

(1) 树脂吸附的选择性差,当矿浆中被浸出的贱金属络合物过多时,不宜采用此法,而应采用炭浆法。

(2) 树脂粒度小(0.8~1.2 mm),吸附槽中间筛易堵。

(3) 树脂价格高,占用流动资金较大。

26.2.9.4 树脂矿浆法生产实践

A 安徽省霍山县东溪金矿

安徽省霍山县东溪金矿于1984年建成采选联合企业,选矿采用单一浮选流程。1986

年改造成炭浆厂。1988 年吉林省冶金研究院经试验研究又将炭浆法改造成树脂矿浆提金工艺。投产至今生产稳定,指标先进。该矿是国内第一家采用树脂矿浆法提金工艺的矿山。

东溪金矿矿石分为大脉型和细脉带型矿石两个自然类型。大脉型矿石以脉石矿物石英为主,并有少量的方解石和斜长石等;细脉带型砂石矿物以石英、斜长石、角闪石为主,并有少量方解石等。该矿矿石属于石英脉含金贫硫化物矿石类型。矿石中除金、银外,尚有微量的磁铁矿、赤铁矿、褐铁矿等。大脉型矿石中金矿物粒度相对较粗;细脉带型金矿物粒度较细。矿石中金矿物属金银系列矿物,主要以银金矿为主,其次为金银矿,并有少量自然金。金矿物粒度较细小,均小于 0.053 mm,而在 0.037 mm 以下者占 80% 以上。金矿物的形态比较多,以角粒状、长角粒状为主,其次为枝叉状,少量的尖角状、浑圆粒状、板片状、针线状、麦粒状等。

金矿物的赋存状态主要与脉石密切相关,仅有极少量与褐铁矿连生。其中赋存在脉石中的占 78.57%,在颗粒之间的占 15.25%,在裂隙中的占 5.40%。金、银关系密切,银品位与金品位呈正相关线性关系。

a 树脂矿浆提金工艺流程

东溪金矿树脂矿浆法工艺流程如图 26-51 所示。

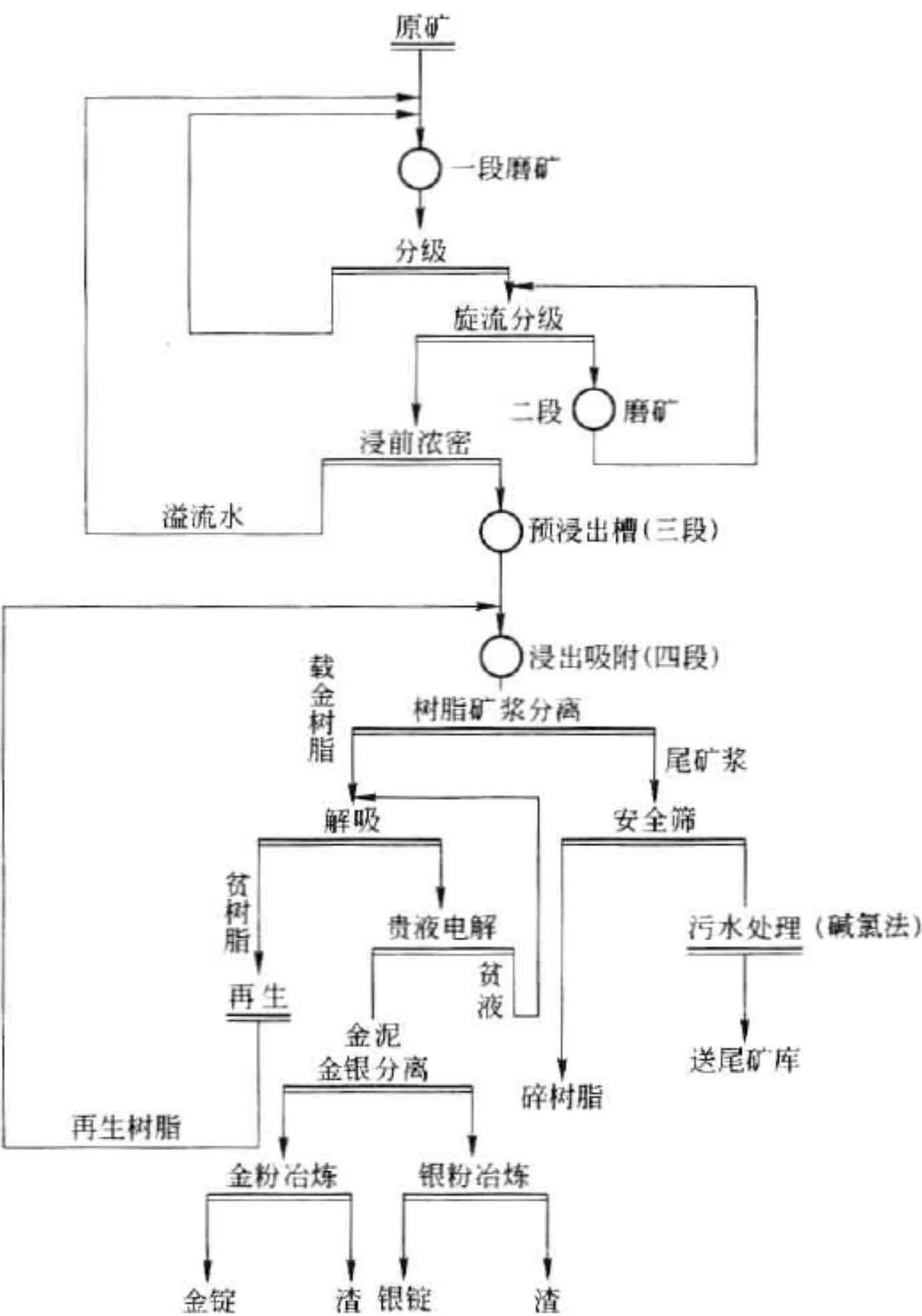


图 26-51 树脂矿浆法工艺原则流程

全流程分为:碎矿、磨矿、浸出吸附、解吸电解、树脂再生、冶炼、污水处理等七个工序。

(1) 碎矿采用二段一闭路碎矿。

(2) 磨矿采用二段闭路磨矿,矿浆调整剂石灰加入球磨机中。磨矿产品给入浓密机,溢流水返回磨矿循环使用,其底流浓度为 $40 \pm 3\%$,细度为 $-0.071\text{ mm } 90\%$ 。

(3) 浸出吸附:浓密底流自流给入三段预浸槽和四段浸吸槽,树脂加入浸吸槽中,构成三段预浸四段边浸边吸流程。树脂和矿浆形成逆流运动,载金树脂从第一段吸附槽定时定量提取,后面吸附槽中树脂依次向前等量窜动,再生树脂(或新树脂)补加到最后一段吸附槽中。该矿采用 NK884 型弱碱性阴离子交换树脂作为金、银载体。

(4) 解吸电解:载金树脂经水洗后装入解吸柱中,用含有硫氰酸铵和氢氧化钠的解吸液进行解吸,得到高品位含金、银贵液。然后将贵液送入电解槽中进行电解。电解阳极为石墨板,阴极为钢绵。金在阴极(钢绵)上沉积。电解贫液返回到解吸柱中进行解吸,构成闭路循环。解吸后的贫树脂进入再生系统进行再生处理。

(5) 树脂再生:贫树脂经水洗后进入再生槽,用稀盐酸进行再生处理。酸再生后用清水洗至中性。然后再用氢氧化钠碱液处理,最后用清水洗至中性,即可返回到最后一段吸附槽中循环使用。

(6) 金泥经水洗、烘干、粗炼、补银、水淬、硝酸处理分离金、银,得到金粉和银粉,并分别进行精炼铸锭,即得成品金、银。

(7) 污水处理:最后一段吸附槽排出的矿浆,经安全检查筛回收破碎的载金树脂,集中处理。筛下矿浆采用碱氯法进行处理,破坏残留的氰化物和沉淀所含的重金属离子。处理完的尾矿浆排入尾矿库。

b 树脂矿浆法提金工艺作业条件

(1) 浸出吸附段。浸出吸附的作业条件见表 26-49。

表 26-49 浸出吸附的作业条件

预浸段数	预浸时间 /h	边浸边吸段数	边浸边吸时间 /h	细 度 (-0.071 mm)/%	浸出矿浆浓度 /%
三段	15	四 段	20	90	40 ± 2
pH 值	氰化物质量分数 /%	树脂型号	矿浆平均树脂密度 / $\text{kg} \cdot \text{m}^{-3}$	提取载金树脂金品位 (工作容量)/ $\text{g} \cdot \text{t}^{-1}$	
10.5 ~ 11.5	0.02 ~ 0.03	NK884	12.0	11000.0 ~ 13000.0	

注:提取载金树脂量 = 串树脂量 = 补加树脂量。

应补加树脂量实际生产中可采用以下公式确定:

$$Q = (\delta_1 - \delta_2) \cdot V$$

式中 Q ——应补加的树脂量, kg (再生树脂或新树脂);

δ_1 ——设定的树脂密度, kg/m^3 ;

δ_2 ——最后一段吸附槽的树脂密度, kg/m^3 ;

V ——吸附槽的有效容积, m^3 。

应注意的问题为:

1) 防止木屑等杂物进入浸出吸附系统,否则会堵塞吸附槽中的排矿筛和解吸柱中的排液筛,影响生产的正常进行。

- 2) 吸附槽中的排矿筛应及时更换,防止筛网破损等引起高品位树脂后串,对吸附不利。
 - 3) 注意回收碎树脂,防止贵金属流失。
 - 4) 备用树脂应防止干裂,室温在 5℃ 以上保存,否则影响其使用效果和寿命。
- (2) 解吸、电解系统。载金树脂解吸、电解的作业条件见表 26-50。

表 26-50 解吸、电解的作业条件

解吸剂质量浓度/g · L ⁻¹		解吸温度 /℃	解吸时间 / h	阳极材料	阴极材料	槽电压/ V	阴极电流密度 /A · m ⁻²	电解时间/h
硫氰酸铵	氢氧化钠							
100.0 ~ 120.0	4.0 ~ 7.0	40	48	石墨	钢绵	2.5 ~ 4.0	30	48

应注意的问题为:

- 1) 载金树脂解吸前应清洗干净,除掉矿泥和木屑等杂物,否则污染解吸液,影响解吸效果,堵塞排液筛网并影响金泥质量。
- 2) 严格控制硫氰酸铵的添加量。药量不足直接影响解吸效果,间接影响树脂返回使用吸附效果。
- 3) 严格控制氢氧化钠用量。用量不足将影响解吸效果,电解槽中的阴极也会受到较严重的腐蚀。用量合适对贱金属络合物的解吸也有利。用量过大使解吸液黏度增大,减慢离子扩散速度,影响解吸效果。
- 4) 解吸柱树脂充满系数不得超过 85%。
- 5) 解吸柱中排液筛必须保持完好,否则会使大量树脂进入电解槽,影响正常生产并造成损失。

(3) 树脂再生。贫树脂用清水洗净后置于再生槽中进行酸再生。酸再生后的树脂用清水洗到中性,然后碱浸转型成氢氧根型。碱浸后用清水洗净,即可返回吸附槽循环使用。

树脂再生作业条件见表 26-51。

表 26-51 树脂再生作业条件

酸 处 理	再生液盐酸质量分数/%	5.0
	再生液体积	三个床层(解吸柱)
	温 度	常 温
	时间/h	24(无动力)
碱 处 理	碱浸氢氧化钠质量分数/%	2.0
	碱浸液体积	三个床层(解吸柱)
	温 度	常 温
	时间/h	18(无动力)

树脂再生应注意的问题为:

- 1) 解吸后的树脂必须用清水洗净,以便再生时减少酸的消耗。
- 2) 酸再生后的树脂须用清水洗至中性,树脂转型时减少碱的消耗。
- 3) 碱处理后的树脂用清水洗涤,使树脂表面更加洁净,有利于树脂返回使用。

c 树脂矿浆法与炭浆法生产技术经济指标对比

树脂矿浆法与炭浆法生产指标对比见表 26-52。

表 26-52 树脂矿浆法与炭浆法生产指标

提金工艺	原矿品位 /g·t ⁻¹		渣品位 /g·t ⁻¹		尾液品位 /mg·L ⁻¹		浸出率/%		吸附率/%		总回收率/%	
	Au	Ag	Au	Ag	Au	Ag	Au	Ag	Au	Ag	Au	Ag
树脂法	7.38	12.00	0.27	4.00	0.01	0.03	96.34	66.67	99.79	99.44	96.14	66.30
炭浆法	8.33	12.00	0.31	5.00	0.04	1.20	96.28	58.33	99.18	71.01	95.49	41.42
提金工艺	载体品位/g·t ⁻¹				解吸载体品位/g·t ⁻¹				解吸率/%			
	Au		Ag		Au		Ag		Au		Ag	
树脂法	11943.91		13493.20		79.42		45.00		99.34		99.67	
炭浆法	7769.32		4661.59		254.97		240.30		96.72		94.82	

从技术指标看出,树脂矿浆法金总回收率比炭浆法略有提高,银总回收率提高 25%。树脂载金银总量达 25400 g/t,而活性炭只达到 12430 g/t。可见树脂的工作容量远高于活性炭。

树脂矿浆法生产成本(每吨矿石)见表 26-53。炭浆法生产成本(每吨矿石)见表 26-54。

表 26-53 树脂矿浆法生产成本(每吨矿石)

项目	材料消耗	水耗	电耗	折旧	维修费	冶炼费	工资	碎树脂处理	合计
单位成本 /元·t ⁻¹	20.39	0.30	14.64	9.88	7.00	0.40	16.47	0.20	69.28

表 26-54 炭浆法生产成本(每吨矿石)

项目	材料消耗	水耗	电耗	折旧	维修费	冶炼费	工资	碎炭处理	合计
单位成本 /元·t ⁻¹	20.04	0.30	17.49	10.00	7.00	0.25	16.47	1.20	72.75

从生产成本可看出:树脂法生产成本比炭浆法略有降低,大约降低 5.0%。但节能效果比较显著,可节能 16.0% 以上。上述成本核算是按当年物价水平计。

d 树脂矿浆法生产流程和树脂性能考查

生产流程考查结果见表 26-55。

表 26-55 生产流程考查结果

槽号	浸渣 Au 品位 /g·t ⁻¹	尾液 Au 品位 /mg·L ⁻¹	浸出率/%		吸附率/%		载金树脂品位 /g·t ⁻¹	树脂密度 /kg·m ⁻³	CN ⁻ 质量 分数/%	pH 值
			个别	累计	个别	累计				
原矿	7.00									
1 号浸	3.05	2.60	56.43	56.43					0.023	11.0
2 号浸	1.30	3.70	25.00	81.43					0.027	11.0
3 号浸	0.80	4.10	7.14	88.57					0.030	11.0
1 号吸	0.40	0.23	5.72	94.29	94.77	94.77	9429.43	12.0	0.030	11.0
2 号吸	0.30	0.04	1.42	95.71	4.33	99.11	2280.02	12.0	0.027	11.0
3 号吸	0.20	0.01	1.43	97.14	0.68	99.78	770.20	15.0	0.025	11.0
4 号吸	0.20	0.00	0.00	97.14	0.22	100.00	420.14	15.0	0.025	11.0

树脂负载主要化学成分分析见表 26-56。

表 26-56 树脂负载主要化学成分分析

类 别	Au/g · t ⁻¹	Ag/g · t ⁻¹	w(Cu)/ %	w(Pb)/ %	w(Zn)/ %	w(Fe)/ %	w(Ni)/ %
载金树脂	12470.00	13600.00	0.048	0.007	0.06	0.12	微
解吸树脂	77.50	10.00	0.024	0.003	0.06	0.016	微
再生树脂	80.50	10.00	0.002	0.000	0.06	0.011	微

树脂性能考查见表 26-57。

表 26-57 树脂性能考查

树 脂	交换容量毫克当量(干)/g	水分/ %	耐磨度/ %
新树脂	3.58	50.00	99.40
再生树脂	3.40	50.00	99.30

通过上述考察结果可以看出,金浸出和吸附的速度相当快,各段浸吸槽中树脂载金品位梯度大,矿浆中已溶金品位很低,对浸出和吸附十分有利。金、银解吸效果很好,银的解吸效果尤为突出。贱金属经解吸和再生,都基本被清除,没有在树脂上积累。树脂经过吸附、解吸、再生处理后,其交换容量和强度下降的幅度很小,说明其性能良好,使用寿命较长。

目前,该矿生产规模扩大,生产流程中采用三段预浸、九段边浸边吸,获得了很好的技术指标。

东溪金矿技术指标见表 26-58。

表 26-58 东溪金矿技术指标

原矿金品位 /g · t ⁻¹	尾渣金品位 /g · t ⁻¹	浸出率/ %	尾液品位 /g · t ⁻¹	吸附率/ %	载金树脂品位 /g · t ⁻¹	解吸树脂 /g · t ⁻¹	解吸率/ %
1.47	0.11	92.52	0.00	约 100.0	5782.48	16.40	98.98

东溪金矿采用树脂矿浆法提金工艺生产至今已 20 年,经过对工艺条件、设备等的不断改进完善,生产一直处于正常稳定状态,技术经济指标先进。

B 辽宁省某金矿

a 矿山概况

辽宁省某金矿是投产多年的老矿山,属于火山岩型金矿床。矿石矿物种类简单,金属矿物含量较少。主要金属矿物为褐铁矿、赤铁矿、黄铁矿及金银系列矿物等。非金属矿物主要为石英、玉髓、长石、高岭土、页岩等。金银系列矿物嵌布粒度比较细微。目前,生产矿石中高岭土含量很高,银含量在 100 g/t 以上。由于矿石性质特殊,在生产中虽曾采用多种提金工艺,均无法获得较好的技术经济指标。生产初期采用池浸锌丝置换,后来改造成全泥氰化锌粉置换工艺流程。但因矿石中高岭土含量高,矿浆黏度大,固液分离十分困难,无法维持正常生产。经改造后采用炭浆法提金工艺,但矿石银品位高达 100 g/t 以上,活性炭对银氰络合离子吸附性能不佳,加之矿石中高岭土含量高造成活性炭微孔被堵,必然影响对贵金属的吸附。尤其活性炭再生效果不理想时,使其对银的吸附率降至 20% 左右,大量已溶银损失于尾矿浆中。另外矿浆黏度过大,而设备又不配套造成在浸出吸附段,矿浆无法正常通过

中间筛,生产处于很难维持状态。

2006 年对流程进行了改造,采用树脂矿浆法提金工艺。尾矿库澄清水全部返回磨矿系统循环使用,实现了污水零排放。投产至今获得比较理想的技术经济指标。

b 树脂矿浆法提金工艺流程

树脂矿浆法提金工艺流程如图 26-52 所示。

c 作业条件

浸出、吸附工段作业条件见表 26-59。

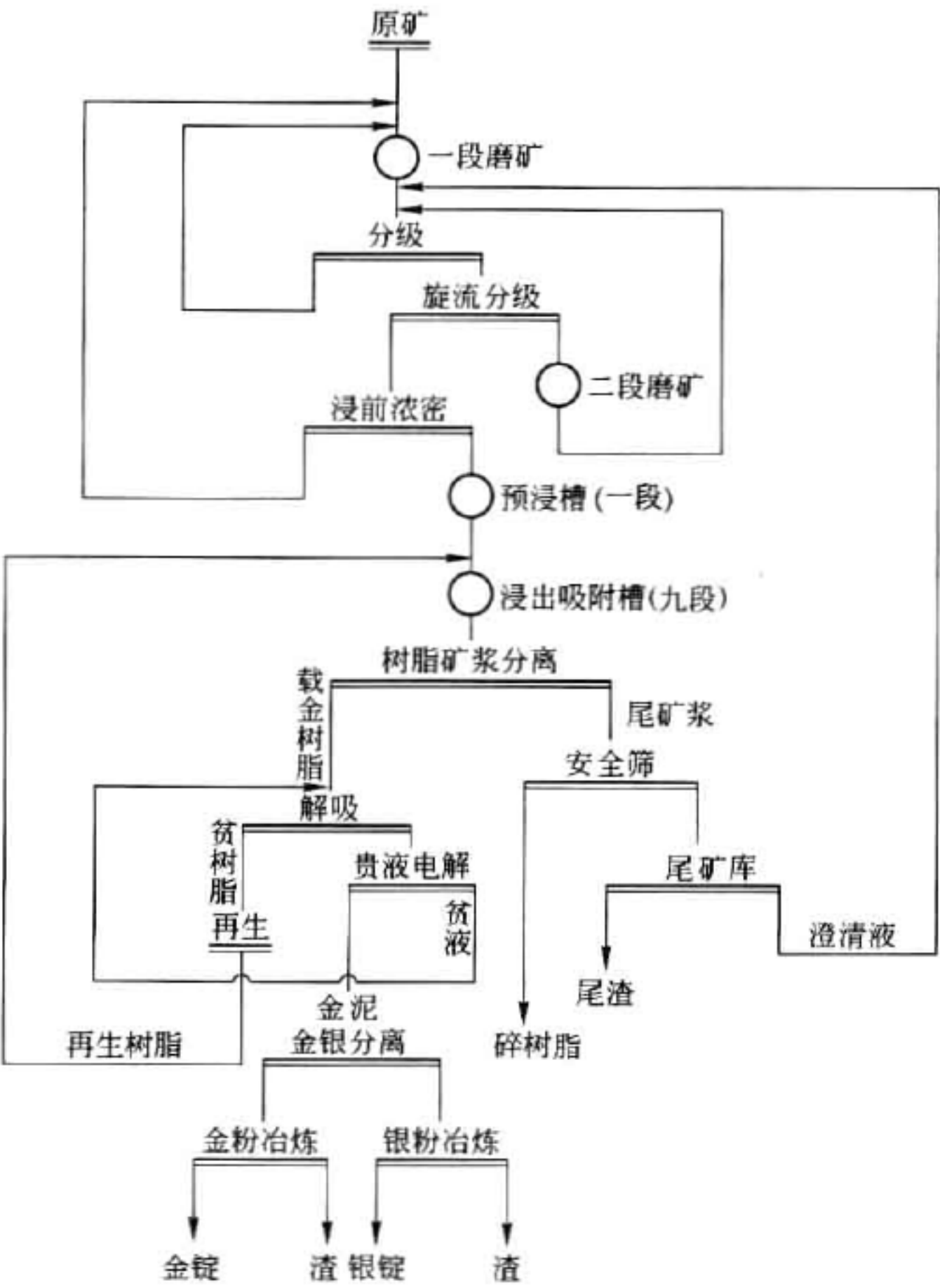


图 26-52 树脂矿浆法提金工艺流程

表 26-59 浸出、吸附工段作业条件

磨矿细度 (-0.071 mm) /%	矿浆浓度/%	CN ⁻ 质量分数 /%	pH 值	树脂型号	中间筛/目	工作容量(Ag) /g·t ⁻¹
95	33~36	0.08	11.0	D301G	30 (加振动电机)	10000.0~12000.0
树脂平均密度 /kg·t ⁻¹	预浸段数	浸出吸附段数	预浸时间 /h	浸吸时间 /h	树脂吸附周期 /h	
40	一段	九段	10	26	200	

载金树脂解吸电解作业条件见表 26-60。

表 26-60 载金树脂解吸电解作业条件

解吸剂浓度		解吸温度/℃	解吸时间/h	解吸液流速/L·min ⁻¹
硫氰酸铵质量浓度 /g·L ⁻¹	氢氧化钠 质量浓度/g·L ⁻¹			
100.0~120.0	4.0~7.0	50~53	48	50
电解停留时间/min	槽电压/V	阴极电流密度 /A·m ⁻²	电解时间/h	
28	2.5~4.0	40~50	48	

解吸后的贫树脂用清水洗净并置于再生槽中。采用盐酸作再生剂。酸再生后的树脂用清水洗至中性,然后碱浸转型。碱浸后用清水洗净,即可返回吸附作业循环使用。

解吸树脂再生作业条件见表 26-61。

表 26-61 解吸树脂再生作业条件

酸 处 理	再生液盐酸质量分数/%	5.0
	再生液体积	三个床层(解吸柱)
	温度	常温
	时间/h	24(无动力)
碱 处 理	碱浸氢氧化钠质量分数/%	2.0
	碱浸液体积	三个床层(解吸柱)
	温度	常温
	时间/h	18(无动力)

d 生产技术指标

浸出吸附技术指标见表 26-62。

表 26-62 浸出吸附技术指标

原矿/g·t ⁻¹		尾渣/g·t ⁻¹		尾液/mg·L ⁻¹		浸出率/%		吸附率/%		理论回收率/%	
Au	Ag	Au	Ag	Au	Ag	Au	Ag	Au	Ag	Au	Ag
3.35	105.53	0.15	7.71	0.018	0.39	95.52	92.69	98.85	99.20	94.42	91.95

解吸电解技术指标见表 26-63。

表 26-63 解吸电解技术指标

载金树脂品位(干) /mg·L ⁻¹		解吸树脂品位(干) /mg·L ⁻¹		电解贫液 /mg·L ⁻¹		解吸率/%	
Au	Ag	Au	Ag	Au	Ag	Au	Ag
435.45	10991.68	18.10	25.20	0.38	0.58	95.84	99.77

尾矿库澄清水贵金属分析结果为:尾矿库返回水中金品位 0.04 ~ 0.06 g/m³;银品位 0.80 ~ 1.00 g/m³。

在磨矿系统中返回水量大约占其总用水量的 80.0%。氰化尾矿是采用砂泵管路输送到 1 km 以外的尾矿库中,尾矿中氰质量分数在 0.05% 左右,因而相当于管道浸出,同时在尾矿库中也存在一定的浸出作用。尾矿回水中贵金属含量大约为贫液的 2~3 倍。可使金总回收率提高 2.0% 左右,银提高 1.0% 左右。同时也有效地利用了水资源,保护了环境。

C 安徽灌口铁帽型金矿

a 概况

铁帽型金矿是安徽省黄金矿山的主要矿种,其显著特点是矿石氧化程度高,含泥量大,

矿石黏。一般采用全泥氰化锌粉置换或全泥氰化活性炭吸附选矿工艺,但普遍存在矿石性质所导致的选矿回收率低的问题。

贵池市灌口金矿系长江中下游地区典型的铁帽型金矿,原矿多元素分析结果见表 26-64。矿石中金属矿物主要为褐铁矿,有少量赤铁矿、磁铁矿、黄铁矿等;非金属矿物主要为石英、长石、方解石等。金元素主要呈自然金形式存在,粒度相对较细,与褐铁矿嵌布关系密切,少量与脉石有关,原矿密度 3.19 g/cm³。

表 26-64 原矿多元素分析

元 素	Au	Ag	Cu	Zn	S	As	Bi
w/%	4.60×10^{-6}	58.50×10^{-6}	0.10	0.015	0.12	0.37	0.10
元 素	CaO	MgO	SiO ₂	Al ₂ O ₃	TiO ₂	Fe	Pb
w/%	0.33	0.33	47.77	8.86	0.61	25.28	0.073

b 生产实践

该矿于 1993 年 8 月开工建设,到 1994 年 8 月建成投产。生产工艺流程如图 26-53 所示。

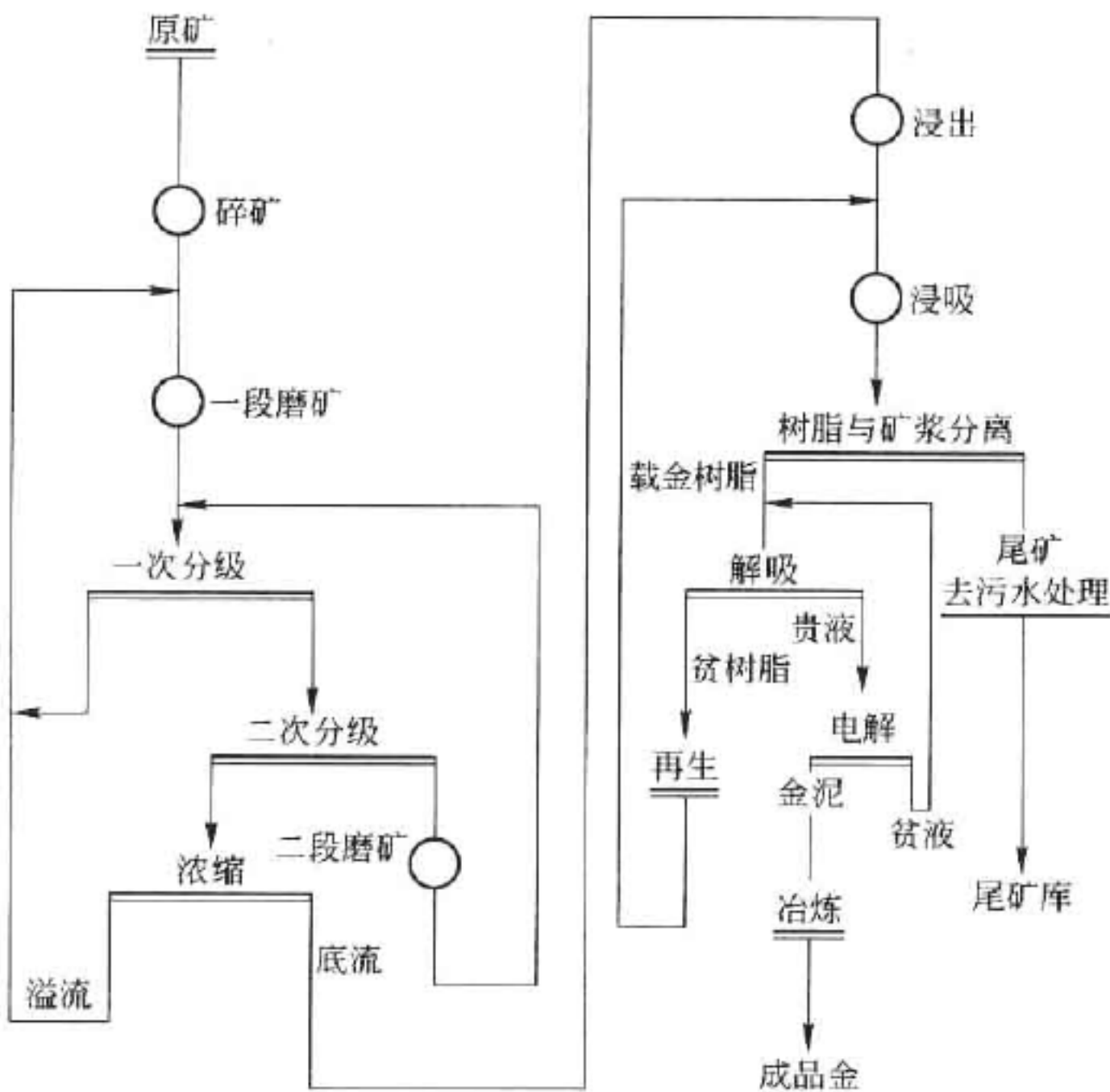


图 26-53 灌口金矿生产工艺流程

生产工艺流程为碎矿两段一闭路。磨矿为两段闭路,磨矿细度为 -0.071 mm90%。铁帽型金矿石氧化程度高,含泥量大,矿浆黏稠,固液分离较为困难。生产中采用高效浓密机进行浸前浓密,不需添加絮凝剂,只用石灰调节 pH 值即可满足生产要求,矿浆浓度达到 30%。自生产以来,没有发生过跑浑现象,效果十分理想。

浓密后的矿浆用石灰将 pH 值调节到 10.5 ~ 11, 氰化钠用量为 1.5 kg/t, 游离氰化物质量分数在 0.028% ~ 0.030%, 氰化浸出时间为 18 h, 浸吸时间为 18 h, 树脂密度为 10 kg/m³。

针对铁帽型金矿的特点, 采用了低矿浆浓度强烈搅拌、大充气量措施, 一方面提高了浸出率(可高达 96.45%), 另一方面树脂能够均匀地分布到矿浆中, 解决了树脂提金工艺中树脂因密度小易漂浮于矿浆表面的难题。

选用的 NK884 型大孔弱碱性阴离子交换树脂物理化学性质稳定、优良, 金吸附率可达 99% 以上, 并且树脂损耗小; 同时, 对银的吸附率也能达到 99% 以上。所以, 对于含银较高的金矿石来说, 树脂提金工艺更为合适。

载金树脂解吸采用硫氰酸铵和氢氧化钠作为解吸剂, 解吸时间 48 h, 解吸温度 30℃。解吸后的贵液经电解槽进行电解, 槽电压为 3 ~ 3.5 V, 阴极电流密度 30 A/m²。树脂再生是将解吸树脂放入再生槽中, 加入稀盐酸浸泡 24 h 后用水清洗, 再加入适量氢氧化钠, 使树脂成为氢氧根型。

c 生产技术指标

自 1994 年 8 月投产以来, 工艺流程畅通, 操作稳定, 生产技术指标均能达到并超过设计指标。尽管矿石金品位贫化严重, 1995 年内由设计的 4.6 g/t 降至实际生产的 3.38 g/t, 总回收率仍达到 93.47%, 超出设计指标 6.37 个百分点, 比原池浸工艺生产提高 38 个百分点, 比采用其他工艺的同类黄金矿山高近 10 个百分点。

为了查定灌口金矿树脂提金工艺生产情况, 马鞍山矿山研究院和矿方共同合作, 于 1996 年 4 月 22 日 ~ 25 日, 对整个生产流程进行了连续 72 h 跟踪考察, 结果见表 26-65。由表可见, 流程各作业技术指标均能达到很高的水平, 虽然原矿金品位进一步降至 2.65%, 比设计指标降低了近 2 个百分点, 总回收率仍达到 90.66%, 比设计指标高了 3.56 个百分点, 说明树脂矿浆法非常适应铁帽型金矿的矿石性质。

表 26-65 灌口金矿生产工艺流程考察结果

磨矿细度 (-0.071 mm)/%	原矿品位/g · t ⁻¹		载金树脂品位 /g · t ⁻¹		解吸树脂品位 /g · t ⁻¹		尾渣品位/g · t ⁻¹	
	Au _{g/t}	Ag	Au	Ag	Au	Ag	Au	Ag
90.06	2.65	51.10	4497.24	6298.94	56.18	91.30	0.20	21.10
矿浆浓度/%	尾液品位 /g · t ⁻¹		浸出率/%		吸附率/%		解吸率/%	
	Au	Ag	Au	Ag	Au	Ag	Au	Ag
28.33	未检出	0.02	92.45	58.71	100.00	99.86	98.75	98.55

D 新疆阿希金矿

新疆阿希金矿是集采、选、冶为一体的现代化黄金生产企业, 是国内第一家从哈萨克斯坦引进树脂提金工艺的较大型黄金矿山。该矿投产后生产稳定, 获得了比较满意的技术经济指标。随着矿石性质的变化, 选矿工艺流程经过完善改造, 目前采用原矿浮选—精矿细菌氧化—氧化渣氰化树脂吸附提金工艺流程。

该矿生产初期, 处理上部氧化矿石采用全泥氰化树脂吸附提金工艺, 氰化、树脂吸附指标较好。到 2003 年前后, 随着生产年限的增加处理到深部原生矿石, 矿石性质发生变化, 虽

然树脂吸附率依然较好,但氰化浸出率仅为 60% 左右。

深部原生矿石为中硫化物含金石英脉型矿石,主要金属矿物为黄铁矿、白铁矿、菱铁矿、毒砂,其次为黄铜矿、方铅矿、闪锌矿等;非金属矿物主要为石英,其次为绢云母、绿泥石、高岭土等。矿石中金矿物主要为银金矿,少量的为自然金;金嵌布粒度不均, -0.037 mm 以下占 92.30%,绝大多数为细粒金和微细粒金;硫化物中含金 59.10%,其中包裹金占 22.60%;脉石中包裹金占 7.20%,属难处理矿石。

经过大量的选矿试验研究工作,确定采用浮选工艺流程,浮选精矿使用吉林省冶金研究院的细菌氧化专利技术进行细菌氧化,细菌氧化渣氰化树脂吸附金,金的氰化浸出率 96% 以上,金吸附率大于 99%。该矿目前生产的原则工艺流程如图 26-54 所示。

该矿采用南开大学化工厂生产的 D301G 型树脂,属于大孔双官能团弱碱性阴离子交换树脂。载金树脂解吸采用硫脲解吸法。

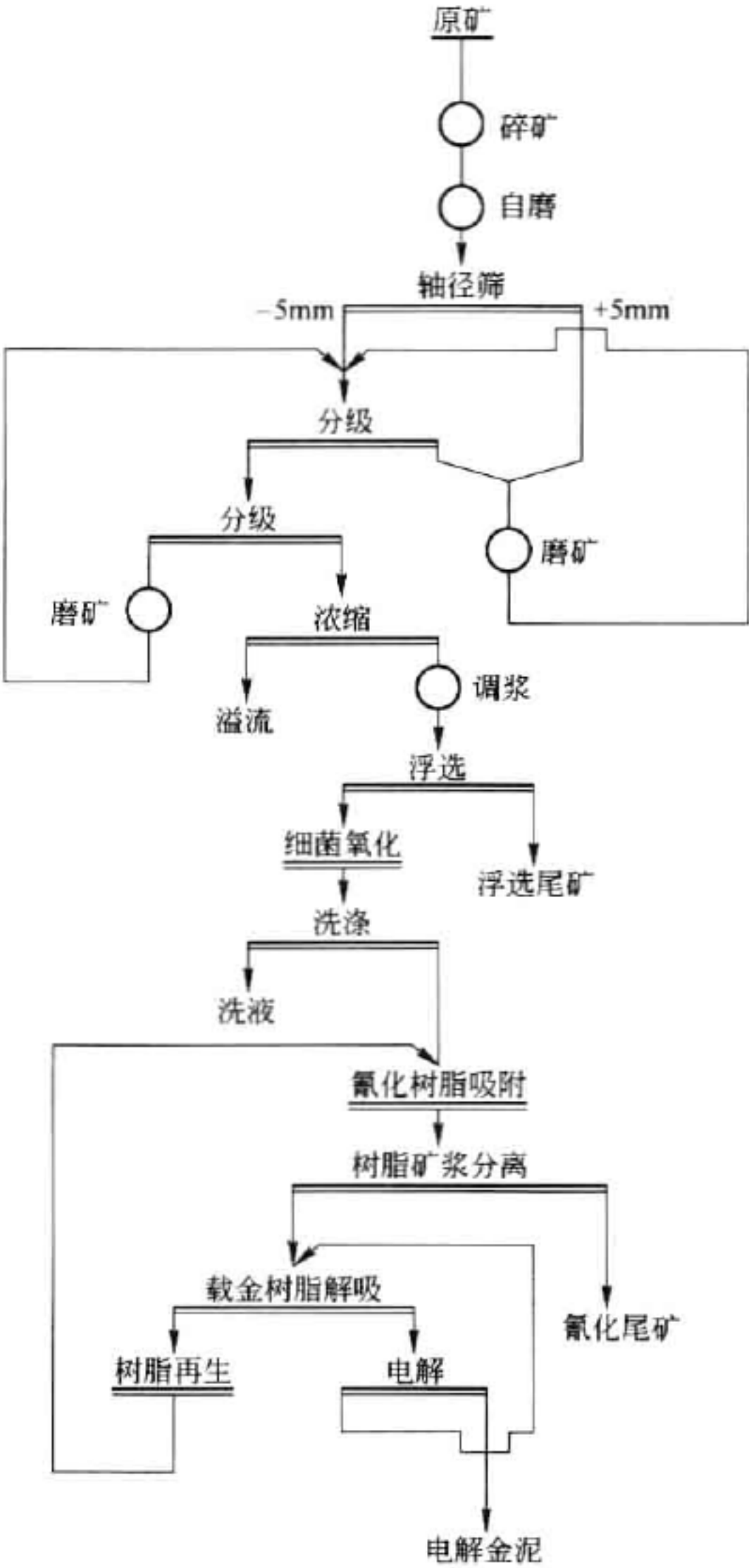


图 26-54 新疆阿希金矿选矿生产原则工艺流程

E 国外矿山企业技术指标

采用离子交换工艺回收金的国外矿山企业技术指标见表 26-66。

表 26-66 采用离子交换工艺回收金的国外矿山企业技术指标

国家与矿山名称	投产年度	矿石类型	矿石金品位 /g·t ⁻¹	选金工艺	年处理能力/万吨	金回收率 /%
乌兹别克斯坦的安格烈矿	1974	少量硫化物	6~8	重选、浮选、浮选尾矿氰化树脂工艺	45	92~94
亚美尼亚的阿拉拉特矿	1976	少量硫化物	3~5	重选、浮选、浮选尾矿氰化树脂工艺	80	86~88
哈萨克斯坦的瓦西里可夫斯克金矿	1992	氧化矿	2~3	堆浸、树脂吸附金	70	65~69
哈萨克斯坦的热那金矿	1996	含黏土的氧化矿	1~1.2	堆浸、树脂吸附金	100	70~72
俄罗斯的卡拉木聂恩金矿	1982	少量硫化物	Au6~8, Ag45~60	全泥氰化树脂工艺	30	Au94~96, Ag81~95
俄罗斯的库拉那赫金矿	1972	含黏土氧化矿	3~4	全泥氰化树脂工艺	120	88~90
吉尔吉斯的马克马勒金矿	1986	少量硫化物	5~7	重选、重选尾矿氰化树脂工艺	50	88~90
乌兹别克斯坦的马尔江布拉金矿	1980	含黏土氧化矿	2.5~3.5	重选、重选尾矿氰化树脂工艺	60	84~86
俄罗斯的马特洛索夫金矿	1973	含碳的少量硫化物矿	3~4	重选、浮选、浮选尾矿氰化树脂工艺	50	85~88
俄罗斯的多别尔辛金矿	1991	含黏土的少量硫化物矿石	6~9	重选、重选尾矿氰化树脂工艺	60	85~88
乌兹别克的穆龙陶金矿	1969	氧化矿	2.4~2.6	重选、重选尾矿氰化树脂工艺	2300	90~92
俄罗斯的奥里木帕德金矿	1972	氧化矿	10~12	全泥氰化树脂工艺	100	95~97
俄罗斯的苏维埃金矿	1980 年底	少量硫化物矿石	2.3~3	浮选、浮选尾矿氰化树脂工艺	50	89~92

26.2.9.5 树脂主要生产厂家及产品技术规格

国内树脂主要生产厂及产品技术规格见表 26-67。

表 26-67 国内树脂主要生产厂及产品技术规格

厂 家	型 号	类 别	项 目	参 数
上海树脂厂	WR-16 型树脂	大孔型苯乙烯双官能团阴离子交换树脂	对氯离子交换容量/mg·g ⁻¹	95.85
			粒度/mm	0.8~1.2
			含水/%	46.81±5
			磨损量/g·t ⁻¹	干矿石为 3.2~4.2
			真视密度/g·cm ⁻³	1.08±0.03%
			湿视密度/g·cm ⁻³	0.71±0.05%
			对金吸附选择系数	0.31
			出厂型	OH ⁻¹
	704 号型树脂	弱碱性苯乙烯阴离子交换树脂	对氯离子交换容量/mg·g ⁻¹	≥177.5
			粒度/mm	1.2~0.29
			水分/%	45~55
			出厂型	氯型

续表 26-67

厂 家	型 号	类 别	项 目	参 数
南开大学化学系	NK884 型树脂	大孔型弱碱性双官能团阴离子交换树脂	对氯离子交换容量/ $\text{mg} \cdot \text{g}^{-1}$	127.09
			粒度/mm	0.8~1.2
			真视密度/ $\text{g} \cdot \text{cm}^{-3}$	1.05
			水分/%	50
南开大学化工厂	D301G	大孔型弱碱性双官能团阴离子交换树脂	全交换量/ $\text{mmol} \cdot \text{g}^{-1}$	≥ 4.2 (干树脂); ≥ 1.1 (湿树脂)
			水分/%	50~60
			粒度/mm	0.6~1.6 不少于95%
			湿真密度/ $\text{g} \cdot \text{mL}^{-1}$	1.03~1.07
			湿视密度/ $\text{g} \cdot \text{mL}^{-1}$	0.65~0.72
			耐磨率/%	≥ 98
			转型膨胀率/%	15~20
			最高使用温度/ $^{\circ}\text{C}$	盐型 40, 游离碱型 100
			pH 值使用范围	1~14
			出厂型	游离碱型
廊坊新时代特种树脂有限公司	D301G 型	大孔型弱碱性双官能团阴离子交换树脂	出厂型	氯型
			其他基本同上	
核工业五所	353E 型	弱碱性双官能团阴离子交换树脂	对氯离子交换容量/ $\text{mg} \cdot \text{g}^{-1}$	134.9
			体积密度/ $\text{g} \cdot \text{cm}^{-3}$	0.44
			粒度/mm	0.6~1.4
			耐磨率/%	≥ 98
			水分/%	52~58
			出厂型	氯型
四川大学	GSR 型			使泥质金矿石的氰化浸出回收率提高 5%~7%

目前,国外应用比较成功的提金专用树脂及其性能参数见表 26-68。

表 26-68 国外提金专用阴离子交换树脂及其性能参数

树脂名称	树脂的物化性质	吸附工艺参数与指标
AM-2B 型 (前苏联)	大孔双官能团聚苯乙烯型,20% 强碱性季胺官能团和 80% 弱碱性官能团;粒度 0.8~1.2 mm;密度 0.42 g/m^3 ;交换容量 113.6 $\text{mg}_{\text{Cl}^-}/\text{g}$	硫酸硫脲溶液解吸;Au 吸附容量 16.2 g/kg ; Au 吸附率、解吸率不小于 99%;磨损率 2.78%
IRA-93 型 (Amberlite 公司)	弱碱性树脂,含 8% 的强碱性基团	Au 吸附容量 6 g/kg ;Au 吸附率 100%
Minix 型(Mintek)	强碱性树脂	Au 吸附容量 12~36 g/kg
胍基型 (Henkel 公司)	强碱性树脂	贱金属易解吸;适合高碱性氰化浸出液

26.2.10 堆浸提金工艺

26.2.10.1 概述

用堆浸工艺处理低品位金矿石是 1967 年发展起来的。现今,世界许多矿山用堆浸法处理低品位矿石和含金废矿石的规模已发展到每年 5000 t 到 200 万吨(日处理规模 500 t 到 2 万吨),矿石含金品位最低为 0.5 ~ 0.6 g/t,边界品位 0.3 g/t(成本临界点)。所用矿石通常破碎至 -10 mm,且大多进行制粒。堆浸法金的回收率在许多矿山虽只有 50% ~ 65%,最高 70% 左右,用于处理贫矿和废矿石获利仍较多。在中国,由于现今的机械化程度低,堆浸规模多较小,使用矿石的含金品位多为 1 g/t 或以上。

堆浸流程如图 26-55 所示。它包括在专门的不透水的台(底垫)上堆矿石,而后在矿堆上喷洒氰化钠溶液,当溶液缓慢地透过矿堆(渗滤)时,发生金、银的溶解。从底部汇集出的含金溶液(贵液)送去活性炭吸附,回收金、银。而脱金后的氰化物溶液(贫液)返回喷淋矿堆。

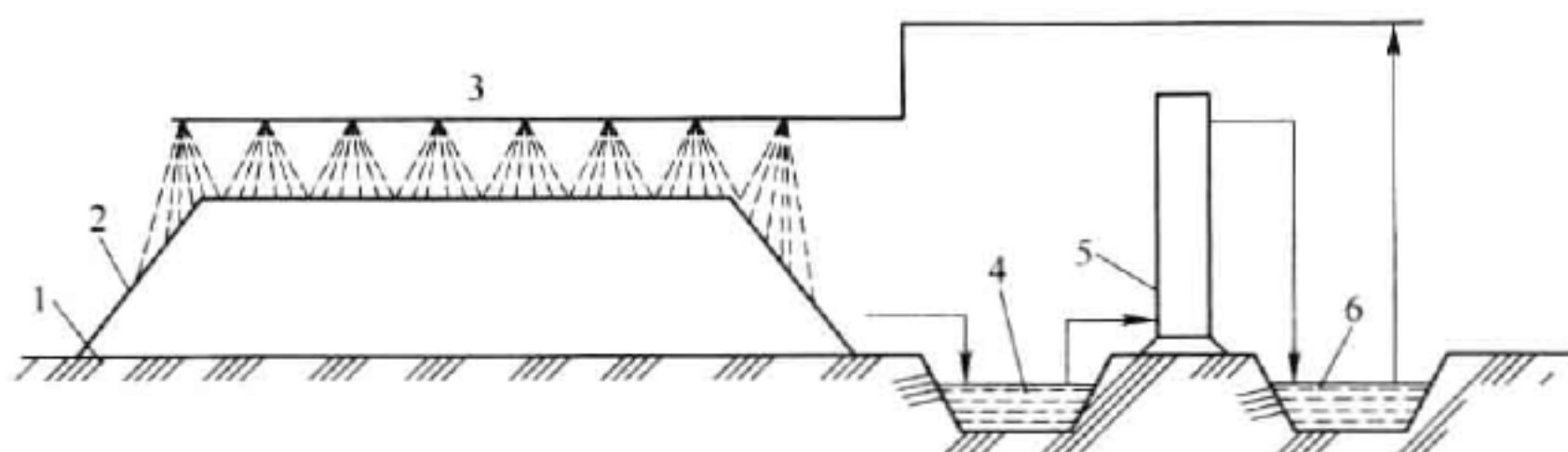


图 26-55 堆浸系统

1—不透水底垫;2—矿堆;3—喷头;4—贵液池;
5—活性炭吸附柱;6—贫液池

适宜于堆浸的矿石,应具备下列条件:矿石具有裂隙,渗透性好、包裹金含量少,易于与氰化物充分接触;有害于氰化的杂质(如锑、砷、铜、铁的硫化物等)含量低;酸组分含量少,以免与保护碱作用影响氰化;矿石中含黏土要少,矿泥或黏土多的氧化矿石或细碎矿石必先制粒。

制粒方法:即每吨矿粉用硅酸盐水泥 5 ~ 10 kg,加水(或含氰贫液或废液)制成含水 10% 左右的球粒,固化 8 ~ 24 h 后再筑堆浸出。它可使堆矿均匀,渗透性好,浸出率也高。加入氰化物或含氰贫液、废液制粒,效果更佳。可缩短堆浸时间,提高金的浸出率。

块矿堆浸时,可按每吨矿石加 1.36 ~ 2.25 kg 石灰(保护碱)混合筑堆,排出液 pH 值达 9.5 ~ 10.5 为宜。pH 值过高,易使喷嘴和管道结垢。使用 NaOH 做保护碱,可避免在堆顶和喷淋设备及管路中结垢。但据研究报告表明,若使用 NaOH 将 pH 值提高到 10.2 以上时,活性炭吸附金、银的作用将受到抑制。

堆浸法氰化钠的消耗量通常为 0.25 ~ 0.5 kg/t(最高达 1 ~ 1.5 kg/t),浸出液的喷出速度常为 0.08 ~ 0.2 L/(m² · min),且要求液滴粗,喷洒均匀,无死角。提金后的贫液,在添加 NaCN 和石灰调整至要求的浓度后返回用于喷淋堆浸。如用石灰调 pH 值最好先加水乳化,再取澄清液使用,可防止或减轻喷头和管路结垢。

26.2.10.2 堆浸法操作

堆浸作业包括:矿石准备,建造浸台,矿石筑堆,喷淋氰化浸出,活性炭吸附及解吸,电解或置换提金。

A 矿石的准备

用于堆浸的矿石通常先破碎到80%为-14.3 mm碎矿,以5~14 mm粒度为好。目前,国内采用细碎型颚式破碎机一段开路破碎,产品粒度可以控制在30 mm左右;如破碎到-12 mm,一般需采用两段或三段破碎流程。一般说来,矿石的粒度越细,金、银的浸出效率越高;但矿石过分细碎,将必然产生-0.15 mm(-100目)的粉矿。粉矿较多时,会使矿堆严重偏析,导致矿堆的渗透性变差,从而影响浸出作业的正常进行。故碎矿后应分离出矿粉,使矿粒均匀。为了克服粉矿,特别是黏土的不良影响,可采用制粒堆浸工艺。

在矿粉制粒时,当按矿石中金的溶解反应所需量加入氰化物(按制成的矿粒含水12%配成浓氰化物溶液加入)制得的矿粒,浸出时间大大降低,可由加水制粒的26 d缩短到5 d。因为,矿粒固化过程中氰化物已与金发生反应,反应生成的金氰化物很容易浸出。试验表明,加干水泥或水泥浆做黏结剂比加石灰好。按每吨矿石加水泥2.2~4.5 kg(不另加保护碱),矿粒8 h内即固结。这种固化矿粒较坚固,孔隙度大,渗透性好;喷淋浸出后,矿粒不移动,不产生流沟。而加石灰固化时间需24 h。

粉矿制粒的方法,在现代大规模堆浸场都采用皮带运输机制粒法、滚筒制粒法、圆盘制粒及堆矿造粒等方法。

B 堆浸场地的选择和堆浸台的建造

堆浸场地应选在地势较为平坦、宽阔,略有一定坡度的地段,以利排液;且运输、供水方便。要求堆浸台(底垫)和储液池不透水,以防含金、银的氰化液渗漏损失。场地推平夯实,建成三面高一面低,具有1%~3%坡度,能从三面向中间汇集浸出液。

堆浸台材料的选择,应具有价廉易得、不渗漏、韧性好、有很高的防穿破性、易于施工等特点。根据美国早期的生产实践表明,热压沥青是多次使用场地的最好垫层材料,即在压实地基上铺一层50 mm厚的沥青、一层橡胶密封层,然后再铺一层100~150 mm的沥青,就能承受6 m³的前装机或45 t载重卡车的压力。

有的国家,垫层材料也有使用聚乙烯、氯磺化聚氯乙烯合成橡胶、聚烯烃塑料的。这些材料抗划破能力好,造价低,易在现场拼接,又可供多次使用。

在国内,有些长期使用的固定堆场是用大块毛石铺底,经铺平压实,再在上面构筑一层厚100~150 mm的混凝土。为了防止混凝土长期使用易龟裂,面积大些的应留伸缩缝,并灌注沥青。在小型矿山人工堆矿的临时性简易堆场,多在整平夯实的地面上铺一层细黏土或细河砂、尾矿砂,填平压实后再铺一层增强塑料。此种简易堆场也可供多次使用,但每次使用后应把矿渣清理干净,并用筛过的细砂或尾矿填平凹陷,在上面再铺一层塑料和缓冲层。

C 筑堆方法

筑堆方法有多堆法、多层法、斜坡法和吊装法。常用的筑堆机械有卡车、推土机(履带式)、吊车和皮带运输机。筑堆方法直接影响矿堆的渗透性和金的回收率。美国矿务局曾考查过22个矿堆,其中有11个矿堆因筑堆方法不当而失败。现行各种筑堆法及优缺点如下:

(1) 多堆筑堆法:先用皮带运输机把矿石堆成许多个高 6.1 m 的矿堆,然后用推土机推平。在筑堆过程中粗粒矿必然会滚到堆边上,矿堆表层的矿粒也被推土机压碎压实。整个矿堆得不到均匀浸出,因而金浸出率低。

(2) 多层筑堆法:用卡车或装载机筑成一层矿堆,继续用推土机推平。如此一层一层往上堆,直至筑到要求的矿堆高度。由于每层矿都被卡车和推土机压实,故矿堆的渗透性较差。

(3) 斜坡筑堆法:先用废石筑成一条比将要构筑的矿堆高 0.6~0.9 m 的斜坡道路,50 t 的载矿卡车只在道路上行驶而不会压碎压实矿石。卡车把矿石卸至斜坡两边,用推土机向两边推平。

(4) 吊装筑堆法:用桥式吊车堆矿后用耙耙平。此法的优点是矿堆未被机械压实而渗透性好,溶液也不会偏析,因而浸出效果好,回收率高。但这种筑堆法需要架设吊车轨道,基建投资大,且筑堆速度慢。

D 喷淋浸出和洗涤

矿堆筑好后,进行喷淋,先往矿堆喷洒石灰水,中和矿石中氧化产生的酸,直到 pH 值达 10 后,方可喷淋氰化钠溶液。氰化物溶液用泵经管道送至矿堆表面的分管,再经喷淋器喷洒到矿堆上。国外常用摆动喷射器,或在喷头上加装自动调节装置的旋转喷头,也有使用农用喷灌喷头的。

在中国,早期使用的喷头多不是专用型的,特别是中小矿山,使用固定塑料淋浴喷头、摇摆农用喷头。长春黄金研究院研制的旋转摇摆式塑料喷头,具有结构简单,体积小,质量轻,喷洒均匀,寿命长等优点。在压力 0.01~0.5 MPa,流量 0.5~1.1 m³/h 时,喷淋半径可达 3~7 m。这种塑料喷头经二道岭、八里沟等矿山使用,效果比较好。

对喷淋的要求是均匀,使溶液中饱和有空气中的氧,并尽量减少氰化物的损失,为此,喷淋的液滴大小适中,太小的雾状液滴易被风吹跑。喷孔直径以 2~3 mm 为宜。

为了提高堆浸法的布液效果,首先喷淋的溶液氰化物质量浓度多为 0.1~0.15 g/L,喷淋一般是间断进行,这有利于空气进入矿堆。氰化溶液按先浓后稀原则喷淋。开始采用 0.06~0.08 g/L,中期 0.04~0.05 g/L,最后阶段用 0.02~0.03 g/L。喷液强度一般为 15 L/(m²·h)。如一座 10000 t 的矿堆,浸出液总流量约为 150 L/min。新矿堆从开始喷淋起,一般需 3~5 d 才有浸出液从堆底流出。在正常情况下,每吨矿石约吸收喷淋液 50~80 L,初始排出液 pH 值和 NaCN 浓度明显降低,液中含金质量浓度约达 0.3~15 g/L,5~6 d 内浸出液含金可达最高值,而后逐渐下降。当浸出液含金降至 0.1 mg/L 后终止浸出。在喷淋过程中,由于浸液被矿石吸收和蒸发,应适量加水补充。

终止浸出的矿堆,先喷水洗涤几次。如条件允许,在每次洗涤后,最好待洗液排完再进行下一次洗涤。用于洗涤的水量根据蒸发量和尾矿含水量决定。通常为总液量的 15%~30%。排出的洗液中含有微量金和氰化钠,集中贮存于贫液槽中供下次洗涤或配制浸出液使用。

经水洗后的尾矿堆可以采用多种方法破坏其中残存的氰化物,其中使用漂白粉的方法较为简便。根据某堆场的经验,按矿堆总 NaCN 残存量加漂白粉 16 倍,并用水溶后洗堆 7 d,可基本除尽残存的氰化物。有的矿山则将漂白粉加入废矿中一起运走,在废石堆场自然脱毒。

E 堆浸贵液中金的活性炭吸附和解吸

从堆浸贵液中回收金,虽也可采用锌置换法或离子交换树脂吸附法,但效果不如活性炭吸附。

活性炭吸附贵液中的金,通常采用2~5只串联的吸附柱(或槽)。直径0.6 m、高1.8 m的炭柱,可用5~6.5 mm的炭钢板焊制。每柱装炭约90 kg,占柱容量的1/3。柱呈阶梯布置或借高位槽的高差使液体自流,通过控制溶液的流量以一定的流速自下而上经过柱内,让炭在柱中保持悬浮状态。为使炭不随溶液流走,柱内的进出液口都安装有不锈钢筛网(如炭为3.327~0.991 mm(-6~+16目)时,使用0.833 mm(20目)筛网)。当通过一定体积的贵液,1号柱的炭载金量达饱和达到要求后,取出载金炭送解吸、电解,将2号柱改为1号柱,原1号柱换上新炭后改为最后一柱,以此类推。

当贵液含银量过高时,在进行炭吸附前先按含银量加入适量 Na_2S ,使其中85%左右的银生成 Ag_2S 沉淀后再进行炭吸附。 Na_2S 的加入量应严格控制不应过量,以免残留于液中的 S^{2-} 影响炭对金的吸附。

载金炭的解吸和提金方法与炭浆法相同。

26.2.10.3 从氰化浸出溶液中回收金

目前,堆浸所得的含金氰化物溶液大多采用活性炭吸附回收金,这是因为与搅拌氰化相比,含金、银浓度更低($1.5\sim 5\text{ g/m}^3$,有时只有 0.5 g/m^3),且杂质含量高。这种溶液用锌置换和离子交换树脂法沉金,效果都不好。

吸附过程是在装有活性炭的吸附塔(槽)中进行的。按溶液走向有两种方法,一种是使含金氰化溶液自上而下渗透,通过固定的活性炭层;另一种是含金氰化溶液依靠泵的压力,以一定的速度由下而上通过炭层,并使炭层处于悬浮状态。方法的选择,取决于浸出液的混浊度及含泥量。对于固定的炭层和压紧的炭柱,最大给液流速是 $3.4\text{ L}/(\text{m}^2\cdot\text{s})$ 。给液中不能有游离的细物料,因为固定炭层像砂滤器一样,矿泥将会堵塞炭层,影响溶液通过。

在工业生产实践中多采用第二种方法。用以吸附没有经过澄清的含少量泥质的堆浸含金贵液。在设计吸附层方案时,应考虑下述因素:

- (1) 根据贵金属日处理量,确定堆浸排出溶液最大含金量。
- (2) 根据每天从堆浸作业中排出的富液量,确定给液的流速。
- (3) 活性炭最大载金能力。
- (4) 选择所用活性炭的粒度和类型。

在工业上,通常每吨活性炭以吸附2~5 kg金(或金和银)为宜。

一般说来,为了使3.35~1.0 mm活性炭层保持悬浮状态所需的流速为 $17\text{ L}/(\text{m}^2\cdot\text{s})$ 。对于1.4~0.6 mm的活性炭,所需的流速为 $10\text{ L}/(\text{m}^2\cdot\text{s})$ 。在上述条件下,活性炭可以膨胀50%。在静止时,活性炭层的高度不应大于吸附塔直径的3倍;塔的高度应当为静止炭层高度的2.5~3倍,这样可以为炭层的膨胀和溶液的翻动提供足够的空间。

对于使用1.4~0.6 mm炭粒的流态化吸附系统,所需活性炭的数量是每日取出解吸炭量的10倍。若使用3.35~1.0 mm的活性炭,则所需的炭量是每日取出解吸炭量的15倍。这是因为后者的给液速度快,接触时间短。工业生产经验表明:对于较成功的和较有效的炭吸附系统来说,是将相同质量的活性炭分装在4~5个串联的炭柱(槽)里。采用炭逆流吸

附系统来吸附堆浸的氰化贵液,在各个阶段炭柱吸附金量是不同的。在开始阶段,第一个吸附柱可能会把所有的贵金属全部吸附掉。经过一段时间,当第一柱里每吨炭吸附到 600 g 金左右时,从第一柱里流出的溶液含金量将逐渐增加,并被后面的炭层吸附掉。按一定时间间隔对炭柱流出的溶液取样分析。当最后一柱贫液含金品位较高时,或第一柱炭的载金量已饱和或达到要求值时,从第一柱取出载金炭送去解吸,各柱中的炭依次往前推进,并把新鲜炭装入最后一个柱里。日处理 5000 t 矿石堆浸贵液炭吸附时各吸附柱中金的分布如图 26-56 所示。溶液含金品位 3.1 g/t,采用 4 个串联的炭吸附柱,每柱装炭 1 t。

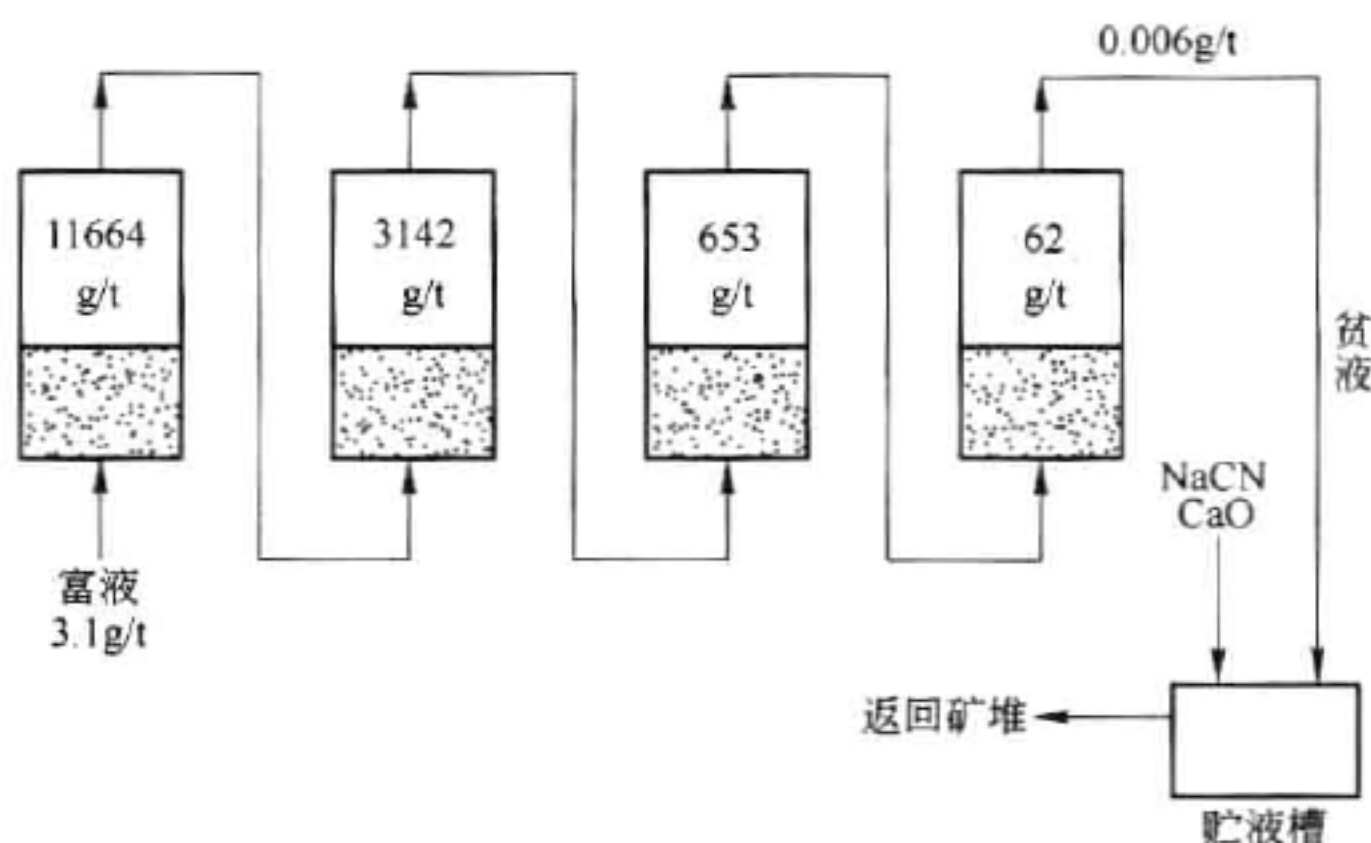


图 26-56 活性炭连续吸附过程中金在柱中分布

目前,大规模堆浸作业普遍使用的活性炭吸附槽,溶液通过管道由槽底孔板上升,并穿过炭层,溢流到下一槽。槽体的工作高度大于 1.5 m,槽中炭层的静止高度为 0.6 ~ 0.7 m,炭的质量 290 ~ 370 kg/m²。溶液流速保持在 600 ~ 1200 L/(m² · min),使炭床得到充分的扩展。使用水力喷射装置或液压装置输送炭。美国平森矿使用开槽叶轮输送含炭矿浆,它比空气提升更为平缓。

中小规模堆浸作业常用的吸附柱,如图 26-57 所示。一个规模为 $\phi 300 \text{ mm} \times 1200 \text{ mm}$ 的吸附柱可装活性炭 25 ~ 30 kg。柱体可用 2 mm 厚的低碳钢板制作,上下端盖用法兰连接,并加密封衬垫,柱的上下端均有筛板防止炭的流出。生产中通常采用 4 个柱串联使用,进行逆流吸附。这种吸附柱结构简单,制造容易,操作方便,采用泵输送溶液,所以各个吸附柱可以配置在同一水平面上。炭在吸附系统中通常是整柱推进。

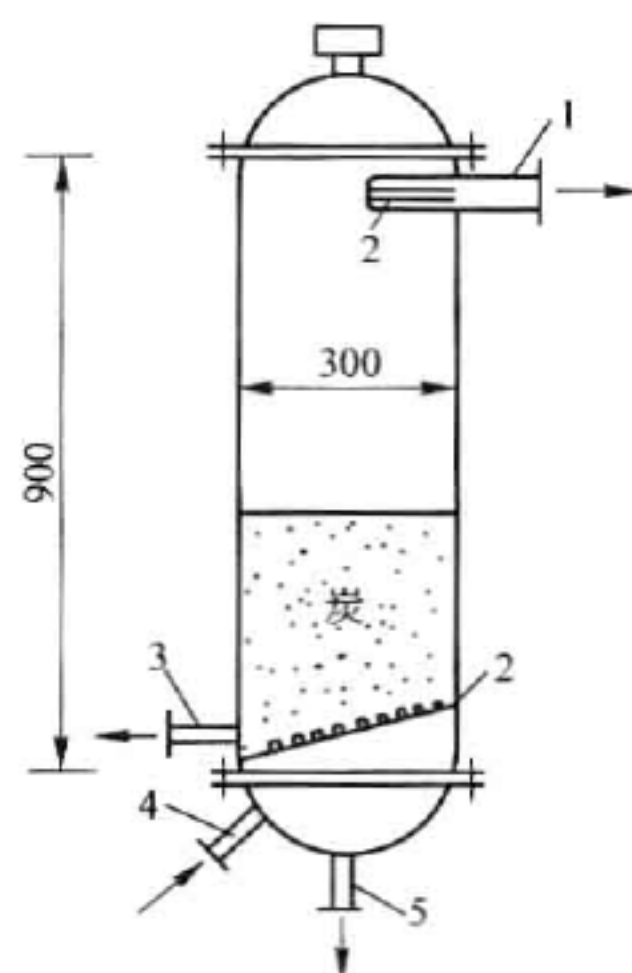


图 26-57 炭柱结构示意图

1—贫液出口;2—筛网;3—排炭口;
4—贵液入口;5—排余液口

活性炭在加入吸附塔以前,需要用安全筛预先筛去小于 0.4 mm 的细粒炭。以防止吸

附金的细粒炭以后损失在矿堆上。

国外堆浸作业中,普遍使用粒度为0.59~1.68 mm 椰壳活性炭。它具有强度高、不易粉碎,吸附能力大等优点。国内有多家活性炭厂生产的椰壳炭、杏核炭(GH16A)使用效果良好。

26.2.10.4 堆浸提金生产实践

A 堆浸法提金在美国的应用

在美国,采用堆浸法的矿山很多。以内华达州为例,已有20个矿山(不包括小型浸出工场)用堆浸法处理原矿石,11个矿山用堆浸法处理废矿石,最大的规模为2万吨/天。

内华达州烟谷采矿公司圆山金矿,是美国大规模堆浸提金的典型代表,具有先进的堆浸工艺。该矿经2年建设,工厂基建总投资1800万美元,于1977年投产,年处理矿石量达180万吨,当年产金1.152 t。该矿圈定的矿石储量1200万吨,含金边界品位为0.68 g/t,矿石平均含金1.93 g/t、银2.18 g/t,用氰化堆浸工艺,金的回收率达86%。

矿山为露天开采,采出的原矿经圆锥破碎机碎至178 mm后,再经西门子标准破碎机破碎至-50 mm,然后由两台西门子短头破碎机碎至-9.5 mm供堆浸用。

采用的堆浸场地为长640 m、宽86 m的矩形地段。场地的垫层厚178 mm,下面铺设由橡胶板和沥青组成的厚50 mm的隔水层,上面再涂敷沥青。用粉矿筑成的运输道路高出沥青地面660 mm,将场地分隔成5个堆浸场。每个场地浸出液均集中流入贵液池。每个堆浸场可堆浸矿石4.5万吨,4堆进行浸出,1堆进行洗涤、出渣和装矿筑堆。出渣和筑堆约需5 d。

每个浸出堆经总管由4条塑料管供入浸出液,浸液NaCN质量分数0.045%、CaO 0.04%。塑料管上每隔12 m装一组巴格达摆动喷射器。喷射器由长228 mm、直径6.35 mm的医用胶管制成,喷洒半径9 m。每个浸出堆约设84只喷嘴,供液速度 $2.7\sim 3.4\text{ mL}/(\text{m}^2\cdot\text{s})$,喷洒面积 116 m^2 ,每小时喷液约近1500 L。浸出周期27 d。在堆浸过程中,每天取样监测各浸出堆排出的浸出液,当金的浸出量低于所规定的指标时便关闭浸出液,再用水洗涤浸堆2 d。

浸出后的废石由2台装矿机和5辆45 t卡车运往废石场。为了保护堆浸场沥青地面不受损坏,矿堆底部留下200~250 mm厚一层废石不运走。为检验浸出液是否会通过浸出场地渗入地下,在堆浸场下部开一眼深井,定期取样检验。

浸出的含金液,由吸附—解吸—活化车间处理。含金液以6056 L/min的速度通过串联的5个活性炭吸附槽,浸出液与炭粒呈逆向运行,经吸附后产出含金、银约7.775 kg/t的载金炭。每天从1号槽取出载金炭1 t送解吸,同时向5号槽加入活性炭1 t。经吸附后的贫液由5槽排出,加入氰化钠和石灰调整后,返回浸出过程循环使用。

载金炭于解吸槽中在88℃的热NaOH和NaCN液中进行解吸。解吸后的炭粒于密封的再生窑内活化后返回循环使用。富含金、银的洗脱液在3只电解槽内电积,于钢绵阴极回收金。

美国矿业局改进后的从堆浸液中回收金、银的方法,是向每吨浸出液中加入0.23 kg CaO后,再按溶液中每千克银加入硫化钠0.875 kg,使银生成硫化银沉淀过滤送还原银。滤液通过活性炭柱吸附金,经解吸后的贵液送电积提金。此法不存在活性炭吸附大量渣油的问题,特别有利于金、银的分离。

B 国内堆浸提金实例

国内采用堆浸工艺处理金矿石起步于 20 世纪 70 年代后期,80 年代得到很大发展,如今已在许多适于堆浸的低品位金矿山应用。

a 湖南龙王山金矿

该矿为铁帽型泥质氧化矿床。矿石氧化程度深,外观呈蜂窝状结构,孔隙发达,自然金主要赋存于褐铁矿中,含金品位 $2.43 \sim 2.7 \text{ g/t}$ 。原矿石粒度约为 -200 mm ,从矿仓自动给入颚式破碎机破碎,破碎后经振动筛筛分,筛上 $+10 \text{ mm}$ 块矿由皮带运输机送至堆场筑堆;筛下粉矿含泥量较高,进行制粒,加水泥(11 kg/t)、石灰(11.7 kg/t)并喷入 $0.1\% \text{ NaCN}$ 液,由皮带运输机给入 $\phi 2800 \text{ mm}$ 圆盘制球机制球,制成含水 $12\% \sim 15\%$ 、 $10 \sim 20 \text{ mm}$ 的球粒。并经移动式皮带运输机送至矿堆上与块矿自然混合筑堆并固化,固化时间 24 h 。

该矿使用移动式皮带运输机筑堆,故矿堆不经受载重车辆碾压。堆场是用推土机推平压实后,低凹处再填细土并洒水压实,铺油毛毡两层,上盖 $50 \mu\text{m}$ 塑料薄膜一层。薄膜上再铺一层厚 50 mm 的卵石层。场地外围筑 $400 \text{ mm} \times 300 \text{ mm}$ 的防雨水堤,下部边缘开 $350 \text{ mm} \times 200 \text{ mm}$ 的集液沟。矿堆规模超过万吨。

筑好的堆高 3.5 m 左右,整平后在堆的表面铺一层厚 100 mm 的 $5 \sim 10 \text{ mm}$ 块矿,以防矿堆表面板结,减少沟流和偏析。喷淋时,先喷入 $0.005\% \sim 0.01\%$ 的石灰水至排出液 pH 值达 $10 \sim 11$ 后,再用 NaCN 和 CaO 液喷淋浸出。前期 NaCN 质量分数为 $0.08\% \sim 0.12\%$,中期 $0.05\% \sim 0.08\%$,后期 $0.03\% \sim 0.05\%$ 。矿堆顶部用喷头喷淋,四周边坡用 $\phi 25 \text{ mm}$ 塑料管喷液,以保证浸液覆盖均匀。为改善矿堆中的供氧条件,堆中还按一定间距埋设竹制通气管,并采用间歇式浸出,即喷液 1 h ,停喷 1 h 。喷液强度为 $45 \sim 52 \text{ L}/(\text{d} \cdot \text{t})$ 。浸出周期 $30 \sim 45 \text{ d}$ 。

浸出贵液含金约 4 g/m^3 ,金的吸附使用 5 个串联的 $\phi 500 \text{ mm} \times 2000 \text{ mm}$ 吸附塔回收。每个塔装活性炭 100 kg ,贵液以线速度 $25 \text{ m}^3/\text{h}$ 供入塔中,金的吸附回收率达 98% ,尾液返回浸出过程。解吸采用 NaCN $4\% \sim 5\%$ 、 NaOH 3% 的溶液,在温度 98°C ,解吸 $4 \sim 5 \text{ h}$,再用 1 m^3 洗液洗涤 $8 \sim 10 \text{ h}$ 。脱金炭含金 $100 \sim 300 \text{ g/t}$,经酸洗后返回吸附过程。解吸液采用钢绵阴极和不锈钢阳极电解,槽电压为 3.5 V ,电流强度 $120 \sim 140 \text{ A}$,电解至贫液含金 $1 \sim 5 \text{ g/m}^3$ 。金泥送火法熔炼。

堆浸结束后,用清水洗矿堆 2 d ,沥干 3 d ,再按 2 kg/t 将漂白粉撒在矿堆上,静置 3 d 后用推土机拆堆。

整个过程中,金的浸出率大于 75% ,总回收率 $63\% \sim 70\%$ 。按车间生产成本(不包含原矿生产成本)核算,1991 年处理原矿 3.78 万吨,车间成本 91.89 万元,毛利润 157.79 万元。1992 年处理原矿 3.71 万吨,车间成本 85.53 万元,毛利润 138.0 万元。

b 萨尔布拉克金矿 10 万吨级堆浸

新疆富蕴县萨尔布拉克金矿地处偏僻荒漠,常年干旱多风,最高气温 39°C ,最低温度零下 49°C ,无霜期 140 d ,一年有 $5 \sim 6$ 个月为冰冻期。已探明地表氧化矿石储量 80 万吨,品位 $2.5 \sim 4 \text{ g/t}$,矿体厚 $6 \sim 10 \text{ m}$ 。

矿石主要是氧化矿石。矿石中主要矿物有石英、长石、高岭石、风化长石、方解石、云母及火山玻璃等,约占总量的 96% 。次要矿物有褐铁矿、黄铁矿、风化毒砂及毒砂等,约占总量的 2.8% 。原矿化学全分析结果见表 26-69。

表 26-69 原矿化学全分析结果

项 目	Au ^①	Ag ^①	S	Cu	Pb	Zn	As	Al ₂ O ₃
w/%	3.42	0.075	0.021	0.008	0.004	0.043	1.22	15.53
项 目	Fe ₂ O ₃	TiO ₂	K ₂ O	Na ₂ O	SiO ₂	CaO	MgO	P ₂ O ₅
w/%	6.57	0.82	1.55	5.25	58.59	3.57	1.08	0.107
项 目	MnO ₂	CO ₂	H ₂ O ⁺	Sb ^①	Se ^①	Pt ^①	Pd ^①	
w/%	0.12	2.04	2.47	19.2	0.31	0.007	0.003	

① 单位为 g/t。
提金原则流程包括露天开采、破碎、筑堆、氰化物溶液喷淋,直到电解和熔炼,产品为合质金。其工艺流程见图 26-58。

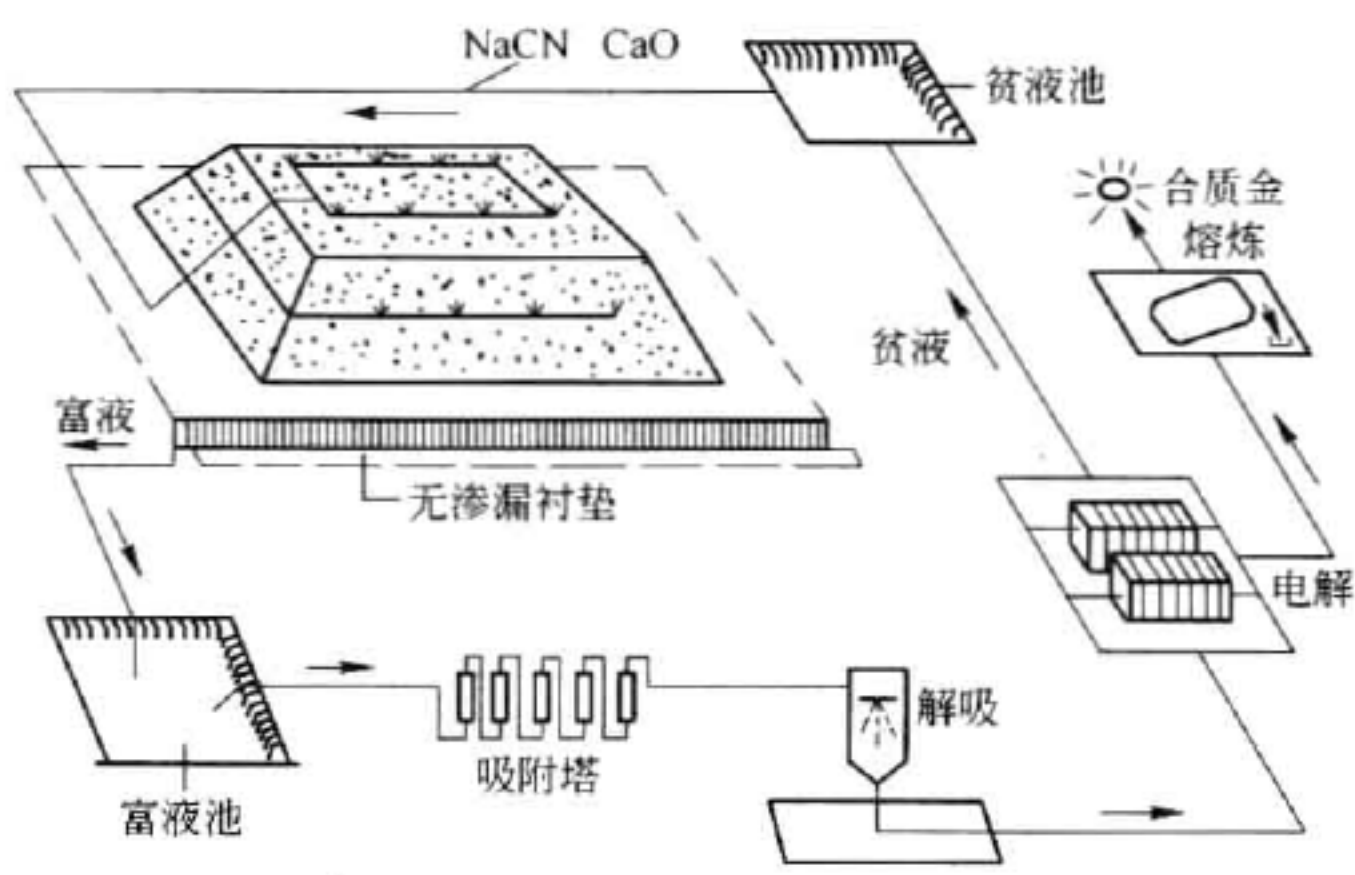


图 26-58 堆浸提金工艺流程

矿石破碎后入堆粒度 -40 mm 占 90% 以上。
根据当地的设备条件,采用全面机械化筑堆。露天开采的矿石,经破碎后,用 500 mm 宽多段带式运输机,传送至堆场,并采用可调提升高度的移动式带式运输机,配合履带式推土机采用 1 m 一层平行推移法筑堆,日筑堆矿石量达 1000 ~ 2000 t。筑成的矿堆结构良好,矿堆各部渗透性均匀,没有产生“人工池”,每天可以保证喷淋 7 ~ 8 h 以上。实际筑成各堆的浸堆高度、浸出率、尾渣品位等见表 26-70。

表 26-70 各浸区堆高、渣品位及浸出率

项 目	I 区	II 区	III 区	IV 区	V 区	VI 区	VII 区(滴淋)
矿石量/t	5689	17999	18328	18483	20258	28276	1141
堆高范围/m	4.4 ~ 6.3	2.9 ~ 6.5	3.2 ~ 6.3	3.0 ~ 6.5	3.9 ~ 6.9	4.5 ~ 7.4	2.7 ~ 3.4
平均堆高/m	5.27	4.51	4.64	4.76	5.37	5.81	3.08
尾渣品位/g · t ⁻¹	0.31	0.29	0.26	0.22	0.38	0.48	0.24
浸出率/%	87.03	92.33	93.72	94.57	88.16	86.05	94.17

堆型设计和喷淋、滴淋的管路铺设相适合,试验堆高最高为 7.37 m,平均 5 m,边坡一直稳定,没有产生塌坡情况,同时喷淋均匀,没有死角和沟流,矿堆的渗透性良好。各浸区不同堆高上下底层及边坡,其尾渣品位接近。

为避免在矿石表面生成 CaSO_4 沉淀妨碍金的浸出,根据可溶性盐的种类及数量,采用具有不同 pH 值的溶液洗矿,预先清除有害杂质以降低氰化钠消耗,有助于改善矿石渗透性,提高金的浸出率。

布液不均匀,会造成矿堆出现干点和死角,矿石无法浸出,浸出率下降。通过试验测试了喷淋和滴淋两种方式,最终采用了滴淋技术。

滴淋不同于常规喷淋,它是通过安放在矿堆表面上的液滴管,在一定压力作用下使溶液一滴一滴均匀而缓慢地滴入矿堆,液滴对矿堆表面产生的冲击力很小,整个矿堆是由浸液毛细作用在横向和纵向上被浸液润湿,可使矿堆中细颗粒迁移和沟流现象降至最低限度,可保证矿堆良好的浸透性。该法可减少溶液的蒸发损失和氰化钠消耗,但管路对过滤系统的要求较高,安装时较费工时。

控制较低的氰化钠浓度,在浸出开始溶液中氰化钠质量分数为 0.1%,浸出中间采用 0.05%,到后期保持在 0.02%,整个浸出时间的氰化钠质量分数平均控制在 0.03% 左右,并根据矿堆在不同浸出阶段的具体情况,动态控制调节喷淋强度为 $8 \sim 15 \text{ L}/(\text{m}^2 \cdot \text{h})$ 。喷淋时间按照喷 1 h,停 2 h,风大停喷,风停多喷的原则进行。最终氰化钠平均耗量降到 181 g/t。

采用国产渗透系数低于 $1 \times 10^{-12} \text{ cm/s}$ 的 PVC 软板作为堆浸底垫材料,在国内首次铺设了独具特色的最大规模的整体防渗漏性能好的堆场底垫。实践证明,这种 PVC 软板防刺、耐压性能好可以多次重复使用,粘接简单,修补方便,经济合理,可有效地防止溶液渗漏,保证了金浸出率,避免了环境污染。

喷淋(滴淋)系统采用强度高、安装方便的聚乙烯盘形管做主管道,聚氰乙烯硬管做支管,由旋转摇摆式喷头、离心泵及潜水泵和各种计量、监控装置组成。喷淋(滴淋)系统全部管道化,并可灵活调节浸出液的压力、喷淋方向和强度,保证矿堆各部都能均匀有效地喷淋浸出,以适应气候的变化。

自行设计 $\phi 1200 \text{ mm} \times 2000 \text{ mm}$ 规格的大型吸附塔(每塔装炭量达 400 ~ 500 kg),5 塔串联逆流吸附,吸附流速为 25 ~ 30 m/h,炭载金量在 10 ~ 28 g/kg,构成了连续吸附系统。其特点是装卸活性炭和吸附操作均由阀门控制,操作简单灵活,劳动强度小,检修方便,最终金吸附率达 99% 以上。

解吸、电解设备每批可处理载金炭 500 kg。解吸、电解、熔炼率指标都在 99% 以上。

矿堆浸出完毕后喷 pH 值 8 左右的氢氧化钠水溶液洗涤矿堆 4 ~ 5d,回收矿堆中残留的已溶金。洗涤后的矿堆,用漂白粉溶液喷淋处理,各区堆浸后排放的污水及尾渣均低于国家规定的含氰 0.5 mg/L 排放标准。

在矿石粒度 -40 mm,石灰耗量 5.4 kg/t 和氢氧化钠耗量 18 g/t 的情况下,各浸区最终各项参数及浸出结果见表 26-71。

按原设计处理每吨矿石成本为 50 元,而实际最终成本为 45.77 元。

表 26-71 各浸区各种参数及浸出结果

项 目		I 号	II 号	III 号	IV 号	V 号	VI 号	VII 号	合计
矿石量/t		5689	17999	18328	18 483	20258	28276	1141	110174
平均堆高/m		5.27	4.51	4.64	4.76	5.37	5.81	3.08	
NaCN 耗量/g·t ⁻¹		227	153	153	153	153	202	153	181
浸出时间/d		39	77	55	53	70	76	32	
原矿品位/g·t ⁻¹		2.39	3.78	4.14	4.05	3.21	3.24	4.12	3.62
尾渣品位/g·t ⁻¹		0.31	0.29	0.26	0.22	0.38	0.48	0.24	0.34
浸出率/%	液汁	88.70	92.10	93.80	94.40	88.40	85.9	(滴浸)	
	渣汁	87.03	92.33	93.72	94.57	88.16	86.05	94.17	90.6

非氰化提金方法

27.1 概述

氰化法在金银生产中一直占有统治地位,但氰化法有其固有的缺点:药剂有剧毒,在使用时,必须防止对环境造成污染;氰化法浸金速度缓慢,溶解银则更慢,增加药剂消耗和生产成本;对含有 Cu、As、Sb 及碳质金矿石,氰化法浸金很困难。因此,科学工作者一直在研究并寻求非氰浸金工艺。目前已报道的方法有:硫脲法、水溶液氯化法、硫代硫酸盐法、多硫化物法、丙二腈法(有机腈法)及含溴溶液浸出法等。其中比较有前途的是硫脲法和水氯化法等。

27.2 硫脲法

使用硫脲从矿石中浸出金的研究始于 20 世纪 30 年代,人们通过对硫脲溶解金、银箔和矿石中金、银的物理、化学条件进行大量试验研究,测定了硫脲溶金的热力学和动力学数据,研究论证了金、银溶解的作业条件,选择了适用的 pH 值调整剂和氧化剂,解决了浸出液中金的回收方法及尾液中硫脲的再生等问题,还对某些类型的难处理含金矿物原料进行了半工业和工业试验,并已成功地应用于一些矿山的工业生产。

在我国,硫脲浸金的研究始于 20 世纪 60 年代。通过近 30 年的努力,在硫脲浸金的应用研究方面已步入世界的前列。近几年,我国研制的硫脲浸金工艺已应用于峪耳崖、张家口、龙水等金矿的工业生产。

硫脲提金法与氰化法相比,金、银的溶解速度快,试剂无毒,再生、净化工序简便。特别是它适用于处理氰化法有困难的含 C、As、Sb 等的复杂金矿。但硫脲提金方法的理论研究尚还很粗浅,各家的研究方法和结论也时有矛盾,且硫脲的价格较贵,其成本尚比氰化法高,致使工业应用受到限制。

27.2.1 硫脲的性质

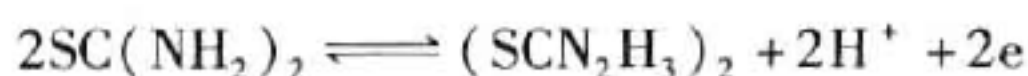
硫脲又称硫化尿素,是一种白色而有光泽的菱形六面结晶体,味苦,微毒,无腐蚀作用。分子式为 $\text{SC}(\text{NH}_2)_2$,相对分子质量 76.12,密度 1.405 g/cm^3 ,熔点 $180 \sim 182^\circ\text{C}$ 。硫脲易溶于水,在 20°C 水中的溶解度为 $9\% \sim 10\%$, 25°C 为 14% 。硫脲的水溶液呈中性,无腐蚀作用。硫脲在碱性溶液中不稳定,易分解成硫化物和氨基氰:



氨基氰又可水解为尿素:

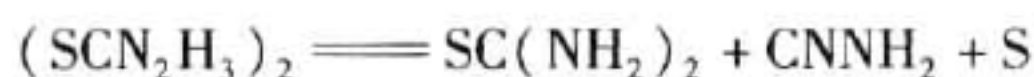


在酸性(pH 值为 1~6)溶液中硫脲具有还原性质,可被氧化生成多种产物。如在室温下硫脲能自行氧化为二硫甲脲:



$(\text{SCN}_2\text{H}_3)_2/\text{SC}(\text{NH}_2)_2$ 电对的标准电位为 0.42 V。

二硫甲脲是活泼的氧化剂。它可进一步分解为硫脲、氨基氰和元素硫。



硫脲在酸性或碱性介质中,加热至 60℃ 时均会发生水解,生成氨、二氧化碳和液态 H_2S :



H_2S 还可进一步分解成 S^0 。当煮沸硫脲液时,硫脲便快速水解而生成 S^{2-} 、 S^0 、 HSO_4^- 和 SO_4^{2-} 等而失效。

27.2.2 硫脲浸出金、银的原理

27.2.2.1 金、银在硫脲液中的浸出反应及热力学条件

金、银在酸性硫脲液中的浸出反应,是属于电化学腐蚀过程,过程中必须有氧化剂参与,常用的氧化剂为 Fe^{3+} 和溶解氧。假设金粒在含氧化剂的酸性硫脲液中是一个微电池,它的表面就有阴极区和阳极区。在阴极区(正极),氧化剂 Fe^{3+} 获得电子则还原为 Fe^{2+} ;而在阳极区(负极),Au 则因氧化失去电子而生成 $\text{Au}(\text{SCN}_2\text{H}_4)_2^+$ 络离子。

在阴极区: $\text{Fe}^{3+} + \text{e}^- \longrightarrow \text{Fe}^{2+}$

在阳极区: $\text{Au} \longrightarrow \text{Au}^+ + \text{e}^-$



总反应式:

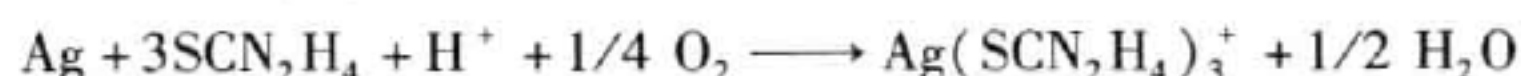


银也发生类似的反应:



生成金、银络合物的稳定常数: $\text{Au}(\text{SCN}_2\text{H}_4)_2^+$ 为 $10^{22 \sim 22.5}$, $\text{Ag}(\text{SCN}_2\text{H}_4)_3^+$ 为 $10^{13.1 \sim 13.9}$ 。

由于 Fe^{3+} 是通过溶液中的溶解氧氧化 Fe^{2+} 使之再生的,故实际的氧化剂是溶液中的溶解氧,因此金、银在酸性硫脲液中的浸出反应又可写成:



已知 Au^+/Au 的标准氧化还原电位为 1.73 V。当用硫脲浸出金、银时,因生成络阳离子而使金、银的电位降低。25℃ 测得 $\text{Au}(\text{SCN}_2\text{H}_4)_2^+/\text{Au}$ 的标准氧化还原电位为 0.38 V, $\text{Ag}(\text{SCN}_2\text{H}_4)_3^+/\text{Ag}$ 的标准氧化还原电位为 0.025 V。该电位值虽降低较大,但它比氰化法浸出金时 $\text{Au}(\text{CN})_2^-/\text{Au}$ 电位 -0.64 V 高得多,且金硫脲络离子为阳离子,而金氰络离子为阴离子,故硫脲对金的络合能力较氰化物弱。若采用先浸出后吸附(或置换),即浸出与吸附(或置换)分两步进行,硫脲提金的回收率常较氰化法低。但由于硫脲对金的溶解速度比氰化法($6 \times 10^{-9} \text{ mol}/(\text{cm}^2 \cdot \text{s})$)约快 10 倍,且硫脲对金的初始溶解速度极快,为了克服上述困难,提高硫脲提金的回收率,就必须降低 $\text{Au}(\text{SCN}_2\text{H}_4)_2^+/\text{Au}$ 的电位。

根据能斯特公式, $\text{Au}(\text{SCN}_2\text{H}_4)_2^+/\text{Au}$ 电对的电位可用下式表示:

$$\varphi_{\text{Au}(\text{SCN}_2\text{H}_4)_2^+/\text{Au}} = 0.38 + 0.0591 \lg \alpha_{\text{Au}(\text{SCN}_2\text{H}_4)_2^+} - 0.118 \lg \alpha_{\text{SCN}_2\text{H}_4}$$

从式可知, 在酸性硫脲溶液中, $\text{Au}(\text{SCN}_2\text{H}_4)_2^+/\text{Au}$ 电对的电位仅与 $\text{Au}(\text{SCN}_2\text{H}_4)_2^+$ 浓度和 SCN_2H_4 分子的平衡浓度有关。为了降低负极的电极电位, 提高金的回收率。可采取的方式是: (1) 提高浸出液中的硫脲浓度; (2) 采用边浸出边吸附(或置换)的方法, 随时将矿浆中已溶金的大部分(或一部分)提出, 使浸液中金的浓度保持在较低的水平。

硫脲的氧化是导致硫脲消耗过大的主要原因。在酸性溶液中, 硫脲氧化成二硫甲脒的标准电位为 0.42 V。虽比金的高, 但差距较小。硫脲和二硫甲脒电对电位受介质 pH 值影响较大。随 pH 值升高而显著降低。图 27-1 所示为 25℃ 时 $\text{Au}(\text{Ag})\text{SCN}_2\text{H}_4 - \text{H}_2\text{O}$ 系 $\varphi - \text{pH}$ 图。

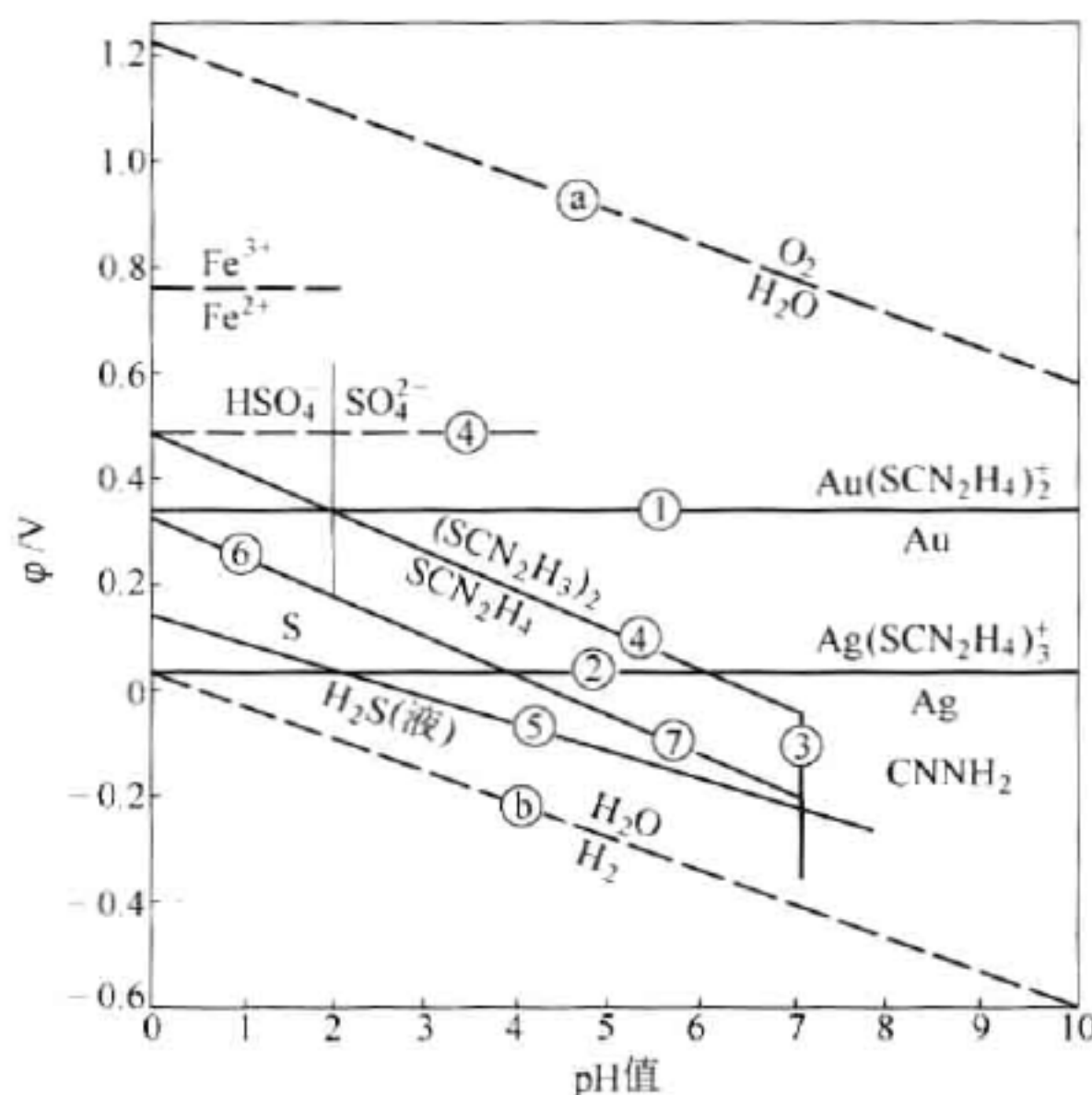


图 27-1 25℃ 时 $\text{Au}(\text{Ag})\text{SCN}_2\text{H}_4 - \text{H}_2\text{O}$ 系 $\varphi - \text{pH}$ 图

条件: $c(\text{SCN}_2\text{H}_4) = c[(\text{SCN}_2\text{H}_3)_2] = 10^{-2} \text{ mol/L}$; $c[\text{Au}(\text{SCN}_2\text{H}_4)_2^+] = c[\text{Ag}(\text{SCN}_2\text{H}_4)_3^+] = 10^{-4} \text{ mol/L}$; $P_{\text{O}_2} = P_{\text{H}_2} = 101.32 \text{ kPa}$

从图 27-1 中看出: 硫脲被氧化成二硫甲脒电位为④线, $\text{SCN}_2\text{H}_4/(\text{SCN}_2\text{H}_3)_2$ 电对电位 = $0.4791 - 0.0591\text{pH}$ 值。金溶解生成 $\text{Au}(\text{SCN}_2\text{H}_4)_2^+$ 线①在电位 0.3739V 处, 而银溶解生成 $\text{Ag}(\text{SCN}_2\text{H}_4)_3^+$ 线②为 0.1142V。二式受 pH 值影响较小。故从热力学上, Ag 线电位比 Au 线低, 硫脲溶银比溶金容易。但①线和②线均与④线相交, 与金溶解线①相交点对应的 pH 值为 1.78, 与银溶解线②相交点对应的 pH 值为 6.17。也就是说: 溶解金的 pH 值不应大于 1.78, 溶解银的 pH 值不大于 6.17。只有硫脲溶液 pH 值小于交点对应的 pH 值时, 氧化剂才能使金、银氧化溶解与硫脲络合为络离子进入溶液。若溶液 pH 值大于交点时, 硫脲被氧化加剧。而生成二硫甲脒并分解呈 S^{2-} 、 H_2S 、 CNNH_2 等被消耗, 并使已溶的 $\text{Au}(\text{SCN}_2\text{H}_4)_2^+$ 和 $\text{Ag}(\text{SCN}_2\text{H}_4)_3^+$ 络离子还原为金属沉淀。溶液的 pH 值愈大, 硫脲氧化的趋势也愈强, 已溶金、银络离子的还原也愈多。这是硫脲溶金需在酸条件的原因。 $\text{Fe}^{3+}/\text{Fe}^{2+}$ 的电位为 0.77 V 左右, 比硫脲溶液中金、银溶解的电位均高, 故为良好的氧化剂。

27.2.2.2 硫脲溶解金的速度及影响因素

研究表明,在 20 ~ 60℃ 范围内酸性硫脲对金的浸出率与 Fe^{3+} 和硫脲的浓度分别成一次正比关系,与硫酸的反应级数也为零。由阿累尼乌斯公式确定的活化能为 8523 kJ/mol。说明金的浸出过程是受扩散控制的。在最佳条件下 30 min 可溶解 90% 以上的金。60 min 可溶解 95% 的金。影响浸出速度和金提取率的因素如下:

(1) 硫酸铁浓度的影响。试验处理的含金黄铁矿精矿的成分见表 27-1。当试验条件:矿浆浓度为 30%,浸出液硫酸浓度 0.178 mol/L,硫脲质量浓度 10 g/L,25℃,800 r/min 时, $\text{Fe}_2(\text{SO}_4)_3$ 浓度从 0.0037 mol/L(1.5 g/L)增至 0.0153 mol(6 g/L)时,金浸出速度增大,而浓度超过 0.0153 mol/L 后,浸出速度不再改变。

表 27-1 含金黄铁矿精矿的化学分析(质量分数) (%)

Au	Ag	As	$\text{Fe}_{\text{总}}$	Si	Ca	Al	S	Mg	Na	Mn	Cu	C
50×10^{-6}	8.5×10^{-6}	1000×10^{-6}	22.6	3.66	3.15	3.66	15.7	1.69	1.51	0.28	0.04	1.05

(2) 硫脲浓度的影响。试验条件:矿浆浓度 30%,硫酸浓度 0.178 mol/L, $\text{Fe}_2(\text{SO}_4)_3$ 0.0153 mol/L,硫脲 0.013 ~ 0.428 mol/L,25℃,800 r/min。浸出速度是随硫脲浓度的增高而增大,且在 0.197 mol/L(15 g/L)达到最佳值,浓度过高会出现钝化现象。浸出时间 60 min,金的提取率约 95%。

(3) 硫酸浓度的影响。硫酸在硫脲浸出金银过程中,不仅起配位作用,而且对硫脲的分解起保护作用,故它是一种调整剂也是一种保护酸。许多研究报告认为,即 pH 值控制越低,金的浸出率也越高。

在试验条件下:矿浆浓度 30%,硫脲 0.197 mol/L,硫酸 0.017 ~ 0.178 mol/L, $\text{Fe}_2(\text{SO}_4)_3$ 0.0153 mol/L,25℃;800 r/min。随硫酸浓度的增高金的浸出速度明显上升。试验结果表明:在不同的硫酸初始浓度下,浸出液 pH 值随时间的变化值不同。用 0.0175 mol/L 的硫酸,在 1 h 内 pH 值从 3.25(250 mV)提高到 5.7(110 mV);而用 0.175 mol/L 的硫酸,pH 值从 1(260 mV)提高到 2.7(250 mV)。因而选定最佳硫酸浓度应为 0.175 mol/L。

(4) 不同氧化剂的影响。在酸性硫脲体系中,可供选择的氧化剂有多种,但过强的氧化剂将使硫脲氧化损失而不宜采用。硫酸铁、氧气和空气 3 种氧化剂对浸出速度的影响比较表明:采用硫酸铁时金提取率最高,氧气次之,而用空气只比氧气稍低一些。

还应指出,氧化剂的选择及用量直接决定着浸出溶液的电位,本试验提供的电位范围是 110 ~ 260 mV;而美国卡林型金矿用酸性硫脲浸金试验确定溶液电位应控制在 150 mV。当采用 Fe^{3+} 做氧化剂时, $\text{Fe}_2(\text{SO}_4)_3$ 的质量浓度应控制在 3 ~ 6 g/L 为限。还应指出, Fe^{3+} 氧化剂有一个特殊的方便条件,即当处理黄铁矿类型矿物时可以不必外加 Fe^{3+} 氧化剂。

(5) 温度的影响。研究指出,在 2 ~ 35℃ 范围内,金的提取率随温度升高略有增加,金提取率的温度系数为 1.09 ~ 1.10,但温度高至 60℃ 时硫脲开始分解,反而使提取率下降。

(6) 固液比的影响。试验表明:50% 的固/酸液比可获得 94% 的金回收率,固酸液比高于 50% 金的提取率降低。

关于硫脲溶金动力学研究表明:在氧化剂存在下,金溶解于酸性硫脲溶液的速度是由扩散过程控制的。溶金速度主要与硫脲浓度及扩散系数、氧化剂浓度及扩散系数、金粒与溶液接触面积及扩散层厚度等因素有关。

此外,在实践中,浸出前矿石的磨细程度及浸出过程的搅拌速度也是影响浸出速度的重要条件。

与氰化溶金相似,要使金以最大的速度溶解,溶液中硫脲的浓度与溶解氧的浓度应保持一定的比例。在室温条件下,其比值为10~20。

由于硫脲溶解金、银时,氧化剂除靠溶解氧外还有高铁盐,而且溶液中高铁盐的浓度比氧的浓度要高得多,所以硫脲溶解金、银比氰化物更有利。

铜、铅、锌、铋、镉等金属也能与硫脲形成带正电荷的络离子,但溶解速度要比在氰化溶液中的溶解速度小得多。

通常硫脲浸金溶液成分为:硫脲质量浓度1%~2%,硫酸调pH值为1~1.5, Fe^{3+} 质量浓度为1~2 g/L。

27.2.3 硫脲法的应用

27.2.3.1 常规硫脲浸金

常规硫脲浸出法是指在硫酸酸性(pH值为1.5~2.5)矿浆中,控制硫脲质量分数1%~2%、 Fe^{3+} 质量浓度1~2 g/L、鼓风搅拌,进行金、银浸出。矿浆中的已溶金采用过滤或洗涤,并从滤液和洗液中用置换、吸附或电解法回收金。它与氰化法的CCD工艺相似。在酸性硫脲介质中,铜、铅、锌、铁等贱金属会和金、银一道溶解生成硫脲络离子,它不但会消耗大量硫脲,且使硫进入溶液,会生成 H_2S 、 S^0 、 SO_4^{2-} 、 HSO_4^- 等硫化物,使金属离子以及金、银生成硫化物沉淀;降低金、银的浸出率,并使硫脲浸出作业终点过早出现。由于硫脲对银的浸出率比氰化法高得多,故1982年以来墨西哥科罗拉多金银矿山就采用硫脲法代替氰化法从含银尾矿中浸出银,获得了很好的效果。

A 从辉锑矿精矿中浸出裸露金

澳大利亚新南威尔士的希尔格罗夫(Hillgrove)锑矿是一个早期开采的矿床,为石英脉型含金辉锑矿床。矿石中主要共生矿物为黄铁矿、磁黄铁矿、毒砂、白钨矿和绿泥石等,矿石含Sb约4.5%、Au约9 g/t。矿石经磨矿、重选和浮选,产出锑精矿,精矿中含金30~40 g/t。选矿厂曾进行氰化法浸金试验,效果不好,后发现硫脲能快速地浸出精矿中的裸露金。而于1982年3月建立一座1 t/h的小型分批作业硫脲浸出车间。将浸液与精矿预先混合制浆,采用较高的硫脲和 Fe^{3+} 浓度,使每批精矿的纯浸出时间缩短至不超过15 min。浸出贵液中的金用活性炭吸附,产出含金6~8 kg/t的载金炭直接出售。吸附金后的硫脲液加 H_2O_2 调整氧化还原电位后返回浸出过程循环使用。精矿中金回收率达50%~80%,硫脲消耗通常在2 kg/t以下。

该公司发现,浮选尾矿中的毒砂含有大量金,故又增加了毒砂浮选回路,产出的砷精矿含As15%~20%、Sb5%、Au150~200 g/t,尾矿中金的回收率为70%。为此,又于1983年建成一座600 t/d的早期尾矿再处理工厂,可从每吨尾矿中回收金1~2.5 g。

B 含银原料制取纯银

由于硫脲法浸出银优于氰化法,张箭等针对下列含银原料进行了制取纯银的新工

艺探索研究。试验所用原料组分为: Ag 0.91%、AgCl 0.29%、SiO₂ 61.00%、CaO 15.76%、MgO 0.78%、Fe₂O₃ 1.81%、Al₂O₃ 1.75%、K₂O 1.16%、Na₂O 0.47%、H₂O 3.30%、挥发物 11.05%、其他 1.72%。

通过小型试验,确定的最佳条件为: SCN₂H₄ 0.52 mol/L、H₂SO₄ 1.18 mol/L、Fe₂(SO₄)₃ 0.004 mol/L、温度 60℃、搅拌速度 700 r/min、浸出时间 2.5 h,浸出矿浆经过滤、洗涤,洗液和滤液合并,渣弃去。银的浸出率为 98.5%。

在上述条件下进行的扩大试验,结果表明:银的浸出率为 97.23%~98.91%,银的直收率达 91% 以上,产品银纯度达 99.84%。

硫脲浸出液中银呈 Ag(SCN₂H₄)₃ 络离子状态。络合物的结晶试验结果显示:温度由 15℃ 降至 2℃,结晶率由 70% 上升至 95% 以上;pH 值为 0.5~3 之间,结晶率都在 80% 以上,当 pH 值大于 3.5 时则出现黑色沉淀;溶液含银质量浓度 0.6~3.6 g/L 时,结晶率都略高于 80%。在此基础上选定的结晶条件为温度 2℃、pH 值为 3、原液含银质量浓度 0.78 g/L,银的结晶率达 93%。影响结晶率的主要因素是温度。

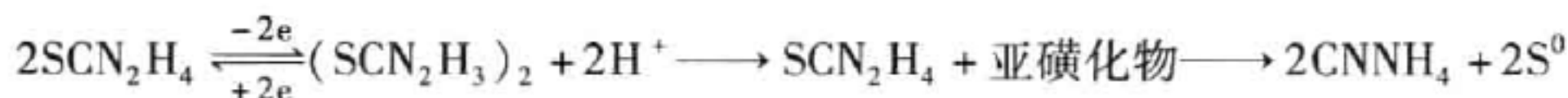
产出的结晶于 100℃ 左右干燥后,升温至 1100℃ 灼烧产出 99.84% 的纯银。若将母液中分离的结晶用低温水洗涤除去可溶杂质,产品纯度还可提高。分离结晶后的母液,可返回再用于浸出银。

该法生产流程短、工艺简单、设备投资少、产品纯度高,且可用来处理不纯金属银、氯化银、硫化银、辉银矿及其混合原料,具有工业应用前景。

27.2.3.2 硫脲浸出-SO₂ 还原法(SKW)

该法是在常规硫脲浸出基础上,向硫脲浸金体系中通入还原剂 SO₂ 以加强浸出的方法。

鉴于硫脲稳定性能差,易被氧化。在含 Fe³⁺ 和 O₂ 的硫脲浸金过程中更易氧化,导致硫脲消耗量过高。在含 Fe³⁺ 较高(3~6 g/L)的溶液中,硫脲会由于下列反应而失效:



上述反应是分三步进行的。第一步是可逆反应,硫脲能氧化生成二硫甲脒,在有还原剂时生成的二硫甲脒又可还原为硫脲。第二步是不可逆反应,二硫甲脒受歧化作用部分还原为硫脲,部分生成组分不明的亚磺化物。第三步也是不可逆反应,它们被最终分解为氨基氰和元素硫,氨基氰还可进一步分解为尿素。由于这一反应,使硫脲耗量常高于作为溶金药剂的纯消耗量许多倍。且最终分解生成的元素硫具有黏性,会覆盖在物料的表面发生钝化,使金等的浸出率降低。

为了克服这些困难,防止二硫甲脒在溶液中浓度过高,通过加入还原剂使二硫甲脒按可逆反应部分还原成硫脲。这是 SKW 法研究的基本思想。

研究发现,在硫脲浸金的特定条件下,二氧化硫虽是一种高效的还原剂,但只要有二硫甲脒存在,它就不会去还原其他氧化剂。

对含 Pb 50%、Zn 6.8%、Fe 26.5%、Ag 315 g/t、Au 10.6 g/t 的一种难处理氧化矿,分别采用氰化法、常规硫脲法和 SKW 法进行对比试验,结果表明(见表 27-2):硫脲浸出矿浆中供入 6.5 kg/t SO₂,在 5.5h 内金、银的浸出率比氰化法和常规硫脲法高得多,并使硫脲的消耗量降至 0.57 kg/t。可见 SKW 法的硫脲消耗低,浸出时间短,它不但用来处理高品位的金精矿是经济的,就是用来处理低品位的金矿石也可能是经济有效的。

表 27-2 不同方法对难处理氧化矿的浸出对比试验

指 标	氯化法	常规硫脲法	SKW 硫脲法
药剂消耗/kg·t ⁻¹	7	34.1	0.37
浸出时间/h	24	2.4	5.5
SO ₂ 消耗量/kg·t ⁻¹			6.5
金浸出率/%	81.2	24.7	85.4
银浸出率/%	38.6	1.0	54.8

浸出液中的金、银可以采用活性炭,强酸性阳离子交换树脂或硫醇树脂吸附,再用热酸或硫脲液进行解吸。由于硫脲用量如此之少,可不必考虑再回收它。SKW 法小型试验结果表明:

- (1) 提高作业温度至 40℃,可加速硫脲氧化生成二硫甲脒。
- (2) 供入适量的 SO₂,将过量的二硫甲脒还原为硫脲。使矿浆中硫脲总量的 50% 保持在二硫甲脒状态,防止不可逆氧化发生,降低硫脲消耗,以获得最高的金、银溶解速度。在小试的基础上,进行了 1 t 规模的工业试验。其技术指标为:1 t 矿用了硫酸 5 kg 调酸,经循环再生,浸出用硫脲仅加了 1.05 kg/t。
- (3) 浸出作业用的氧化剂 Fe³⁺,由原料自身所含铁经酸溶解和 H₂O₂ 氧化而得。H₂O₂ 的用量工业试验指标为 0.75 kg/t。
- (4) 硫脲浸出矿浆中 SO₂ 供入量为 6.5 kg/t。
- (5) 浸出时间在 5.5 h。
- (6) 试验用 1 t 干料中含金总量为 35 g,浸出液中金的回收率 88%,两次洗涤回收率 10%,总浸出回收率 98%。最终滤饼中渣含金 0.7 g,液含金 0.05 g,合计损失 0.705 g,损失率 2%。其中渣中损失较大。
- (7) 贵液中 Au、Ag 的回收。若采用活性炭吸附,载金容量高达 100 kg/t,经三次吸附,金总吸附回收率 97.86%。载金炭可经煅烧后熔炼或进行解吸处理。若采用离子交换树脂吸附,树脂的载金容量虽比炭小,但可用少量浓硫脲液解吸产出富金贵液,送电解或置换回收。

27.2.3.3 硫脲浸出铁浆法

铁浆法是在硫脲浸出金时在浸出槽的矿浆中插入一定面积(试验中通常为 3 m²/m³)的铁板,使已溶金、银及铜、铅等电位比铁正的金属离子呈细粒级硫化物牢固地沉积于铁板上。由于沉积速度较快,一般每 2 h 要提出铁板刮洗一次金泥,然后再插入槽中继续使用。此法属于无过滤作业,设备和操作都较简单,金的沉积回收率也可稳定在 99% 或以上,曾用于工业生产。

A 碳泥质氧化矿的焙烧和铁浆法浸出

张家口金矿矿石中自然金主要赋存于褐铁矿、黄铁矿、白铅矿、方铅矿、黄铜矿和石英中。经浮选产出含碳、泥质和碱性矿物较高的难处理金精矿。对于与此类似的矿石,国内外在氰化前,都采取各种工艺措施来消除碳和有害杂质的影响,但氰化浸出率仍不高于 85% ~ 90%。而直接或在脱碳后进行硫脲浸出置换,金的浸出率也只 80% 左右,且吨精矿耗硫酸 135 ~ 180 kg、硫脲大于 5 kg。为了提高该精矿金的浸出率,经试验研究,预先对精矿进行氧化焙烧,实现了除碳、分解碳酸盐和驱除褐铁矿中结晶水的作用,再用硫脲铁浆法处理,获得

了比氰化法 CCD 工艺还好一些的经济技术指标。

工艺流程如图 27-2 所示。将该泥质含金 100 g/t 左右的浮选精矿,在 680℃ 左右的温度下焙烧 20 min 左右,焙砂再经细磨至 94% -0.043 mm(-325 目),经加硫酸调浆至 pH 值为 1.5~2 后再添加硫脲,于 6 台浸出槽中进行连续硫脲铁浆法浸出、置换。经 3 个批次 44 个班的试验表明,金的浸出率为 95.07%~96.40%,平均 95.79%;铁板上金沉积回收率 98.45%~99.69%,平均 98.99%。金总回收率平均 94.82%。吨精矿耗硫酸 70 kg 左右,硫脲 1.5~2.2 kg,主要材料消耗费用 42.42~52.48 元/t,比国内氰化 CCD 工艺处理同类矿石的成本 98.66 元降低 57%~47%。

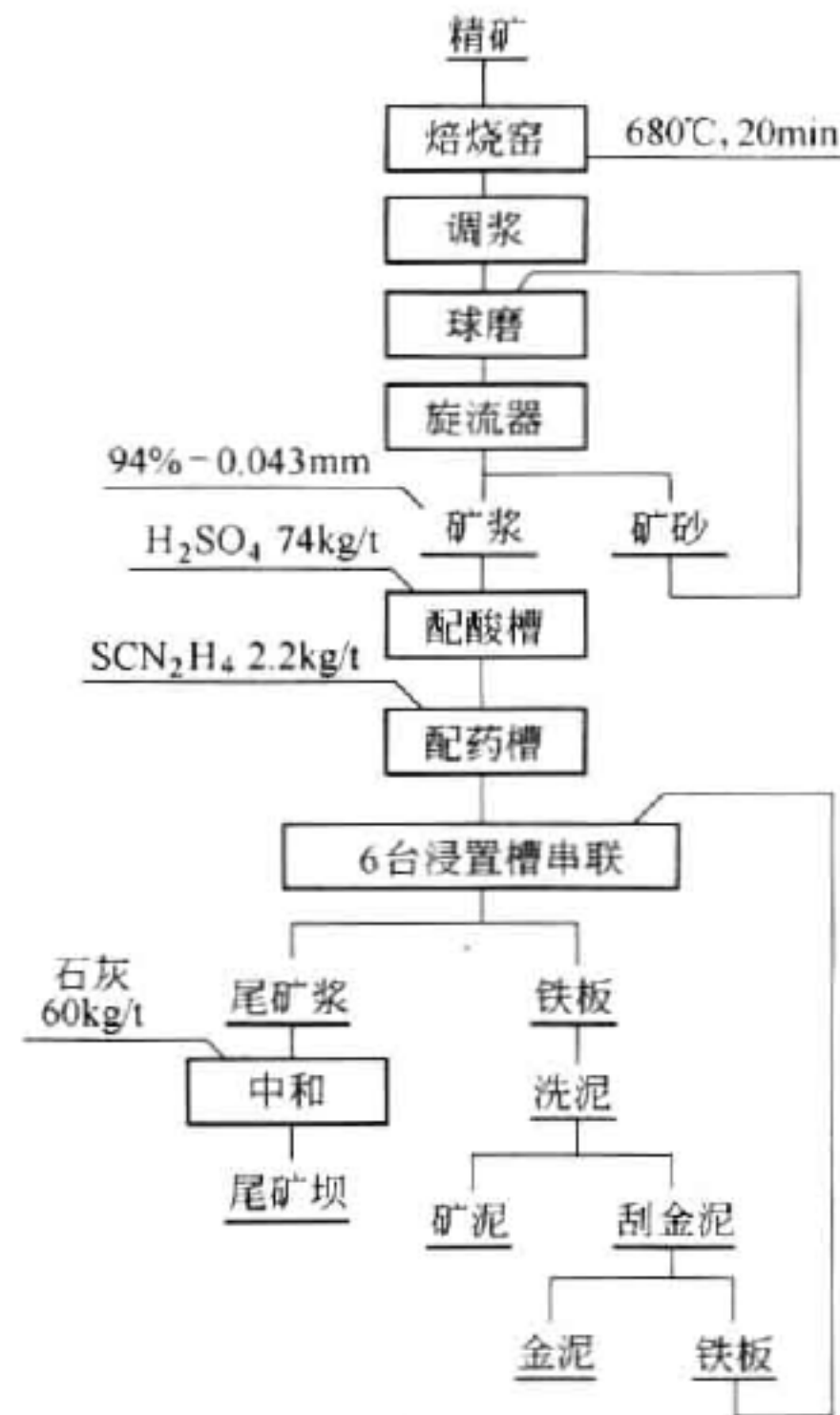


图 27-2 碳泥质氧化矿的焙烧、硫脲铁浆法浸置工艺

该工艺矿浆不需过滤,设备和基建投资低,占地面积小,操作简便,节省劳力,流程也短,曾应用于张家口金矿的工业生产。

B 含硫金精矿铁浆法的工业试验和应用

工业试验用的原料精矿成分为: Au 80.77 g/t、Ag 50 g/t、Cu 0.71%、Pb 0.6%、Zn 0.18%、Fe 25.09%、S 26.55%、As 0.04%、Ni 0.038%、SiO₂ 22.44%、CaO 4.08%、MgO 11.80%、Al₂O₃ 3.60%。自然金粒度 -0.038 mm(-400 目)占 80% 以上。

试验采用连续浸出置换作业,规模为 1.5 t/d。采用两种给料方式:一是机械连续给料,二是人工定量给料。浮选精矿经浓密机脱水后进行调浆,再入旋流器和分级机组成的闭路循环中磨矿,溢流送浸出。浸出金的回收是在槽中挂入铁板,在浸出的同时沉积金。试验在 7 槽中连续进行,试验条件:磨矿粒度 80%~85% -0.043 mm(-325 目)、液固比 2:1、控制 pH 值为 1~1.5、硫脲初始质量分数 0.3%、液温 25℃,每立方米矿浆插入铁板 3 m²,浸出、置换时间 35~40h,并按每 2h 吊出铁板自动刮洗金泥一次。

经过 12 天分别对两个方案进行的试验表明:金的浸出率分别为 94.50% 和 95.21%,沉积回收率 99.35% 和 99.64%,总回收率 93.89% 和 94.86%。其中,方案 1 金泥组分为: Au 3.05%、Ag 1.73%、Cu 13.57%、Fe 15.66%、SiO₂ 19.42%、CaO 0.33%、MgO 0.35%、Al₂O₃ 2.95%。为了提高金泥中的 Au、Ag 品位,曾在刮洗前先用高压水冲洗除去铁板表面附着的黄铁矿和细粒矿泥,金泥含金可提高至 5%。工业试验指标见表 27-3。

表 27-3 硫脲浸出 - 铁板置换法工业试验指标

序 号	浮选精矿金品位 /g·t ⁻¹	浸渍金品位 /g·t ⁻¹	金浸出率 /%	贵液金品位 /g·m ⁻³	贫液金品位 /g·m ⁻³	置换率 /%	金总回收率 /%
1	80.77	4.44	94.50	38.17	0.25	99.35	93.89
2	75.50	3.62	95.21	35.94	0.13	99.64	94.85

技术经济指标:硫脲用量 $6 \text{ kg/t}_{\text{矿}}$, 硫酸用量 $100.5 \text{ kg/t}_{\text{矿}}$, 铁板消耗 $6 \text{ kg/t}_{\text{矿}}$ 。试验证明:硫脲铁浆法工艺简单, 操作方便。

C 金泥的处理

硫脲铁浆法金泥的产出率通常为精矿的 1% 左右, 金泥含金只有 $1\% \sim 5\%$ 。金泥含金品位低, 故多采用火法熔炼或湿法冶金处理。

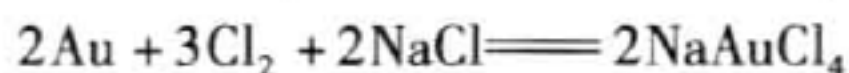
27.2.3.4 硫脲炭浆或树脂浆法

从硫脲浸出矿浆中吸附金、银的炭浆法或树脂浆法, 其作业方法和氰化浸出的炭浆法或树脂浆法一样。所用的活性炭也一样。若采用树脂浆法则因硫脲金络离子为阳离子, 而应使用强酸性阳离子交换树脂, 树脂纤维布, 或活性炭纤维布。后者可免去从矿浆中回收载金粒状吸附剂的筛分作业; 只需定时从矿浆中提出载金纤维布送解吸金, 并向槽中加入另一批备用纤维布继续进行吸附。

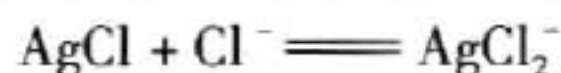
27.3 水氯化法

27.3.1 水氯化法浸金原理

金在饱和有 Cl_2 的酸性氯化物溶液中被氧化, 形成三价金的络合物以络阴离子溶解:



对于银, 首先是生成氯化银的沉淀, 然后, 与过量的氯化物形成络阴离子而进入溶液:



三价金在氯化物溶液中电位相当高, 如图 27-3 所示。标准状态时金被氧化成 AuCl_4^- 电位为 1.00 V , Cl_2 的氧化电位为 1.35 V 。

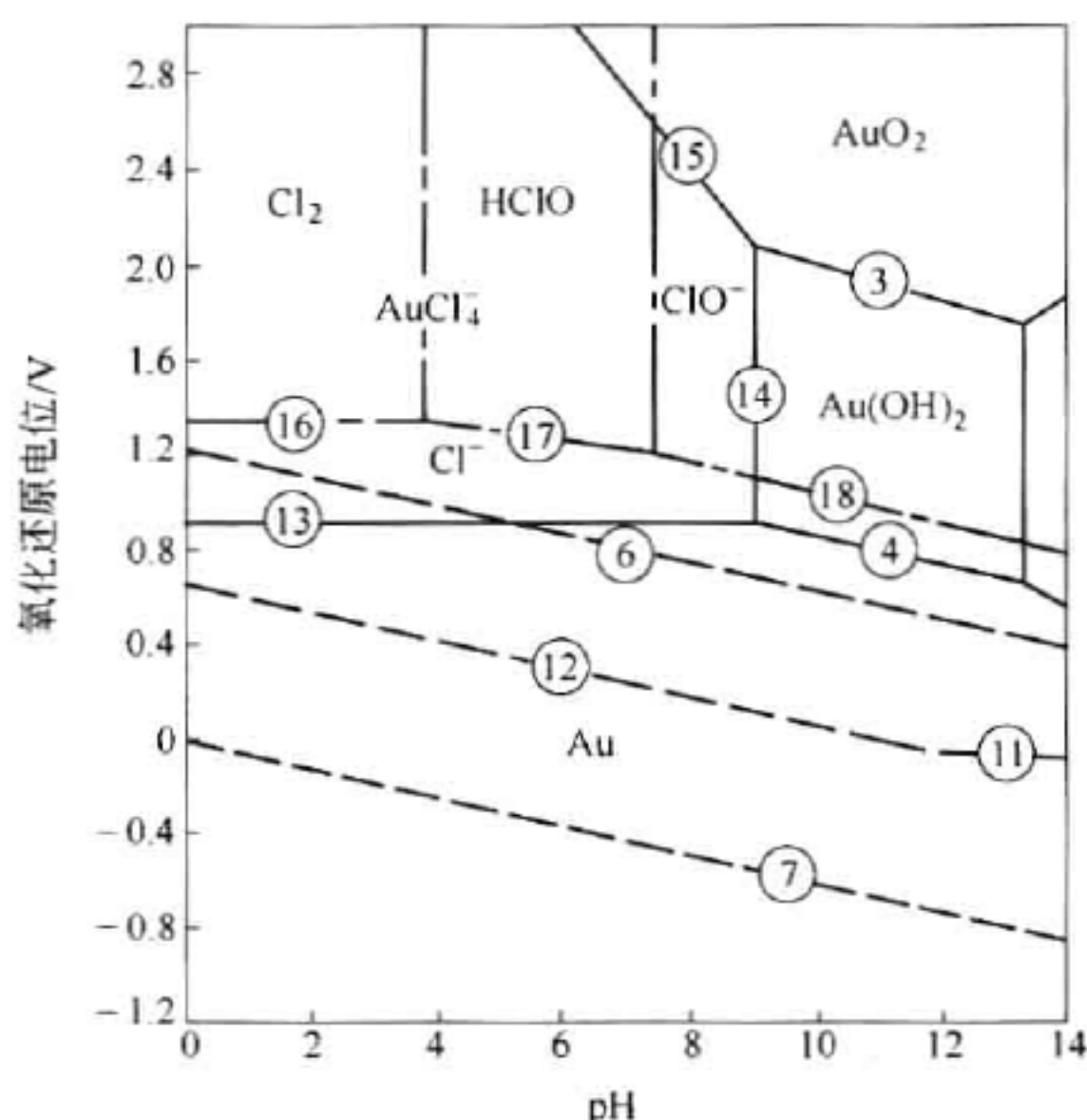


图 27-3 $\text{Au}-\text{H}_2\text{O}-\text{Cl}$ 系 $\varphi-\text{pH}$ 图

($c(\text{Au}^{3+}) = 10^{-2} \text{ mol/L}$; $c(\text{Cl}^-) = 2 \text{ mol/L}$; $P_{\text{Cl}_2} = 10.13 \text{ kPa}$)

$c(\text{HClO}) = c(\text{ClO}^-) = 6 \times 10^{-3} \text{ mol/L}$; $P_{\text{O}_2} = P_{\text{H}_2} = 101.3 \text{ kPa}$)



可见在酸性溶液中,金能被氯氧化而生成 AuCl_4^- 离子溶解。在生产过程中,应保持溶液中有较高的氯浓度。通常条件下,被气态氯饱和的溶液中氯离子质量浓度约为 5 g/L。为提高氯离子浓度,加快金的溶解速度,往往向溶液中加入盐酸。

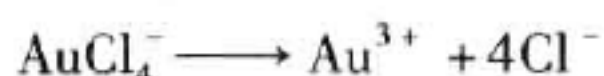
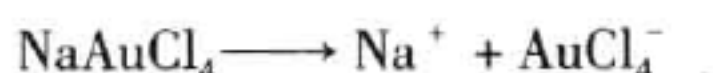
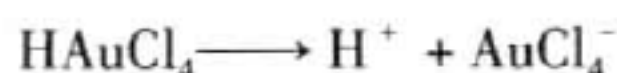
液氯化法使用的氯,可以是氯酸钠或漂白粉加硫酸反应产生,也可直接使用液氯或通过电解制得。但电解碱金属氯盐(NaCl)法析出的氯比一般氯气活泼。故近来电氯化法浸出金、银的方法已应用于生产实践。

27.3.2 水氯化法的应用

某铁帽型氧化矿石,含金 9 g/t。矿石中,金的细度一般为 0.001 ~ 0.005 mm,赋存于褐铁矿的裂隙内,个别较大金粒也只有 0.074 ~ 0.06 mm。由于磨矿后细小的金粒进入矿泥中,故曾先后采用混汞-摇床、混汞-浮选、混汞-浮选-渗滤氰化等流程处理,金的回收率仅为 63% 左右;后在电氯化-树脂浆法试验中,金的回收率提高到 83.80%。

电氯化-树脂浆法作业,是将矿石破碎并经磨矿后,与氯化钠、盐酸和树脂一起加入电解槽中,经电氯化浸出和树脂吸附,产出载金树脂、阴极泥,最终浸出渣和尾液。试验使用 717 型苯乙烯强碱性阴离子交换树脂。

电氯化是通过电解碱金属氯化物(通常是氯化钠),使在水溶液中放出活性氯将矿石中的金氧化生成 AuCl_3 ,进而成为 HAuCl_4 及其复盐 NaAuCl_4 溶解:



生成的 AuCl_4^- 被阴离子交换树脂所吸附。该过程中离解生成的 Au^{3+} 极少量沉积于阴极板上成阴极泥。

向电解槽中加入盐酸,除为了在电解过程中能析出一部分氯外,主要是用来防止氯化钠离解生成的氯被碱或水吸收而损耗活性氯。

电解采用无隔膜搅拌电解槽。电解槽为圆筒形钢板槽,槽体兼作阴极($\phi 900 \text{ mm} \times 1000 \text{ mm}$);搅拌桨($\phi 300 \text{ mm}$)转速 374 r/min;阳极用 50 mm \times 700 mm 的石墨板,每槽 5 块,沿电解槽圆周固定于搅拌桨与槽壁之间;极间距 200 mm。作业条件为:矿石粒度 71.92% - 0.074 mm(-200 目)、矿浆浓度 22.25%、电流密度 285 A/m²(电流浓度 0.65 A/L)、槽电压 13 V、温度 50℃。按原料配入氯化钠 30 kg/t,盐酸 20 kg/t 制成的矿浆,pH 值为 2。再加入 1.0 ~ 0.29 mm(-16 ~ +50 目)的 717 型湿树脂 10 kg/t,在连续搅拌下通电氯化 and 吸附 8 h。经 144 h 的试验,所得的平均指标为:树脂含金量 1.69 mg/g,尾液含金 0.03 mg/L,除去阴极上少量的阴极泥(含金 6.26 g/t)忽略不计,金的吸附回收率为 99.10%。

为了考察含金硫化矿(主要是黄铁矿)对电氯化的影响,还进行了含 30% 硫化矿的混合矿样试验。结果表明,加入少量含金硫化矿对金的浸出和吸附几乎没有影响。

树脂上金的洗脱采用电解洗脱沉淀法。试验用 $\phi 340 \text{ mm} \times 500 \text{ mm}$ 的瓷搅拌桶。桶内安装 $\phi 70 \text{ mm}$ 螺旋桨,转速 252 r/min。洗脱液含 4% 硫脲、2% 盐酸,固液比 1:7。阳极用石

墨板,阴极用铅板,极间距 80 mm。电流密度 400 A/m^2 ,槽电压 2 V。经电解 8 h,树脂上金的洗脱率为 99.6%,金的沉淀率为 98.2%,硫脲的损失率为 16%。

电氯化 and 电洗脱作业均在密封电解槽中进行,抽出的废气于洗气塔中用 2% NaOH 液洗气后排入大气。由于矿石中金的粒度小,磨矿粒度未达到要求,试样的浸出渣含金未降至 1 g/t 以下,金的总回收率只达 83.80%。但与其他方法比回收率已提高 20%。

电解吸脱金的树脂,先用 2% 氢氧化钠液(固液比 1:3)搅拌处理 2 h,过滤后用水冲洗至中性。再用 2% 盐酸液(固液比 1:3)搅拌处理 2 h,树脂即可返回使用。

南非有一座大型水氯化法处理重选金精矿的试验工厂。所用流程是:精矿在 800°C 下氧化焙烧脱硫后,将焙砂在通氯气的盐酸溶液中浸出,金的浸出率达 99%。然后从溶液用 SO_2 还原沉淀金。用氯化铵溶液洗涤后的金粉,纯度达 99.9%。

水氯法的最大优点是便宜,浸出速度快,不存在金的钝化问题,并且从溶液中回收金很容易。

但是,水氯法也存在严重的局限性:在硫化矿浸出时,会有一部分或大部分 MeS 溶解,这使废液处理复杂化,因此,对于含硫低于 0.5% 的酸性矿石,用水氯法可能是适合的。除此,水氯化法还存在 Cl_2 对现场的危害以及设备的腐蚀问题。

27.4 硫代硫酸盐法提金

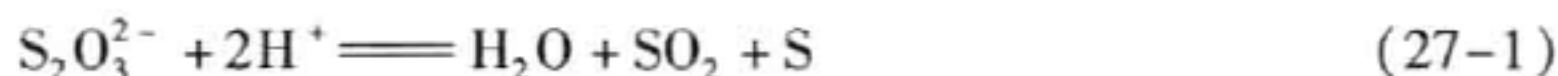
27.4.1 硫代硫酸盐法浸金的理论基础

27.4.1.1 硫代硫酸盐法浸金的基本原理

A 硫代硫酸盐的化学性质

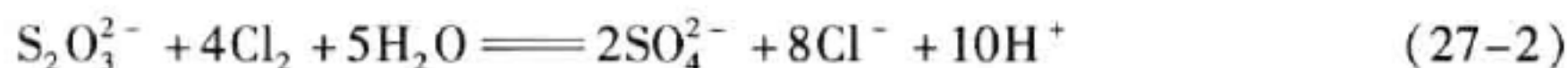
硫代硫酸盐是含有 $\text{S}_2\text{O}_3^{2-}$ 基团的化合物,可看作是硫酸盐中一个氧原子被硫原子取代的产物。

硫代硫酸盐与酸作用时形成的硫代硫酸立即分解为硫和亚硫酸,后者又立即分解为二氧化硫和水,反应式为:



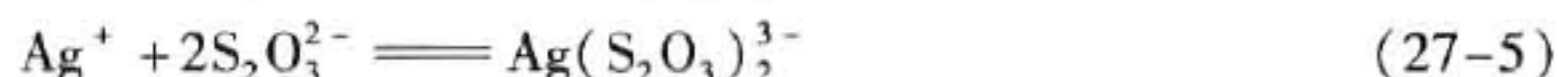
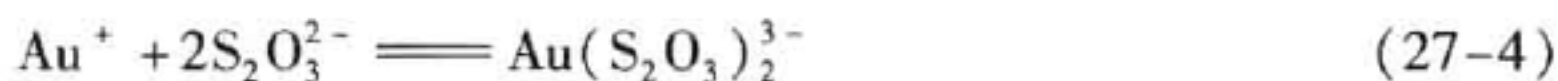
因而硫代硫酸盐浸出过程需要在碱性条件下进行。

$\text{S}_2\text{O}_3^{2-}$ 中 2 个 S 原子的氧化值平均为 +2,它具有温和的还原性,例如:



因此,浸出过程中适当的控制氧化条件是必须的。

硫代硫酸盐的另一重要性质是它能与许多金属(金、银、铜、铁、铂、钯、汞、镍、镉)离子形成络合物,如:



这是用硫代硫酸盐法浸出金、银的理论依据之一。

最重要的硫代硫酸盐是硫代硫酸钠($\text{Na}_2\text{S}_2\text{O}_3$ 或 $\text{Na}_2\text{S}_2\text{O}_3 \cdot 5\text{H}_2\text{O}$)和硫代硫酸铵($(\text{NH}_4)_2\text{S}_2\text{O}_3$),两者通常均为无色或白色粒状晶体。

B 硫代硫酸盐法浸金过程的化学反应

金、银在硫代硫酸盐溶液中可能发生的化学反应见表 27-4。其中,方程(1)是在有氧存在时,金在硫代硫酸盐溶液中溶解的总化学反应式。方程(2)和方程(3)表示在金溶解过程中二价铜氨络离子的可能作用过程。方程(4)~方程(8)是不同形式的银(自然银、氯化银、硫化银)在氨性硫代硫酸盐溶液中溶解的化学反应。方程(9)表示 SO_3^{2-} 可能作用的原理,方程(10)~方程(12)表示硫代硫酸盐的分解过程和分解产物。而方程(13)是主要氧化产物连四硫酸盐在碱性溶液中再生为硫代硫酸盐的化学反应。

表 27-4 金、银在氨性硫代硫酸盐溶液中溶解时的化学反应

化 学 反 应 式	化学反应式代码
$4\text{Au} + 8\text{S}_2\text{O}_3^{2-} + \text{O}_2 + 2\text{H}_2\text{O} \longrightarrow 4\text{Au}(\text{S}_2\text{O}_3)_2^{3-} + 4\text{OH}^-$	(1)
$\text{Au} + 5\text{S}_2\text{O}_3^{2-} + \text{Cu}(\text{NH}_3)_4^{2+} \longrightarrow \text{Au}(\text{S}_2\text{O}_3)_2^{3-} + 4\text{NH}_3 + \text{Cu}(\text{S}_2\text{O}_3)_2^{3-}$	(2)
$\text{Au} + 2\text{S}_2\text{O}_3^{2-} + \text{Cu}(\text{NH}_3)_4^{2+} \longrightarrow \text{Au}(\text{S}_2\text{O}_3)_2^{3-} + 2\text{NH}_3 + \text{Cu}(\text{NH}_3)_2^+$	(3)
$4\text{Ag} + 8\text{S}_2\text{O}_3^{2-} + 2\text{H}_2\text{O} + \text{O}_2 \longrightarrow 4\text{Ag}(\text{S}_2\text{O}_3)_2^{3-} + 4\text{OH}^-$	(4)
$4\text{Ag} + 8\text{NH}_3 + 2\text{H}_2\text{O} + \text{O}_2 \longrightarrow 4\text{Ag}(\text{NH}_3)_2^+ + 4\text{OH}^-$	(5)
$\text{AgCl} + 2\text{S}_2\text{O}_3^{2-} \longrightarrow \text{Ag}(\text{S}_2\text{O}_3)_2^{3-} + \text{Cl}^-$	(6)
$\text{AgCl} + 2\text{NH}_3 \longrightarrow \text{Ag}(\text{NH}_3)_2^+ + \text{Cl}^-$	(7)
$\text{Ag}_2\text{S} + 4\text{NH}_3 + \text{O}_2 + \frac{1}{2}\text{H}_2\text{O} \longrightarrow 2\text{Ag}(\text{NH}_3)_2^+ + \frac{1}{2}\text{S}_2\text{O}_3^{2-} + \text{OH}^-$	(8)
$3\text{S}_2\text{O}_3^{2-} + 2\text{S}^{2-} + 3\text{H}_2\text{O} \longrightarrow 2\text{S}_2\text{O}_3^{2-} + 6\text{OH}^- + \text{S}$	(9)
$\text{S}_4\text{O}_6^{2-} + \text{S}_2\text{O}_3^{2-} \longrightarrow \text{S}_5\text{O}_6^{2-} + \text{SO}_3^{2-}$	(10)
$\text{SO}_3^{2-} + \text{S}_4\text{O}_6^{2-} \longrightarrow \text{S}_3\text{O}_6^{2-} + \text{S}_2\text{O}_3^{2-}$	(11)
$\text{S}_5\text{O}_6^{2-} + 3\text{OH}^- \longrightarrow \frac{5}{2}\text{S}_2\text{O}_3^{2-} + \frac{3}{2}\text{H}_2\text{O}$	(12)
$2\text{S}_4\text{O}_6^{2-} + 3\text{OH}^- \longrightarrow \frac{5}{2}\text{S}_2\text{O}_3^{2-} + \text{S}_3\text{O}_6^{2-} + \frac{3}{2}\text{H}_2\text{O}$	(13)

根据 Latimer 和 Pourbaix 等编著的热力学数据手册,可获得硫代硫酸盐浸金体系各物质的标准生成自由能。采用这些数据的计算表明,表 27-4 中方程(1)~方程(3)的标准吉布斯自由能变化均为负值,表明硫代硫酸盐法浸金在热力学上是可行的。

硫代硫酸盐浸金体系有关电极反应的标准电极电位见表 27-5,体系中可能存在的络离子的稳定常数见表 27-6。由于 $\text{S}_2\text{O}_3^{2-}$ 与金离子形成稳定的络离子,故使其标准电极电位显著下降。

表 27-5 硫代硫酸盐浸金、银体系有关电极反应的标准电极电位

电 极 反 应	电极电位/V
$\text{Au}^+ + \text{e} \longrightarrow \text{Au}$	1.69
$\text{Au}(\text{S}_2\text{O}_3)_2^{3-} + \text{e} \longrightarrow \text{Au} + 2\text{S}_2\text{O}_3^{2-}$	0.15, - 0.126(计算)
	-0.007
$\text{Ag}(\text{S}_2\text{O}_3)_2^{3-} + \text{e} \longrightarrow \text{Ag} + 2\text{S}_2\text{O}_3^{2-}$	0.01
$\text{Ag}(\text{NH}_3)_2^+ + \text{e} \longrightarrow \text{Ag} + 2\text{NH}_3$	0.373
$\text{Cu}(\text{NH}_3)_4^{2+} + \text{e} \longrightarrow \text{Cu}(\text{NH}_3)_2^+ + 2\text{NH}_3$	0.00

续表 27-5

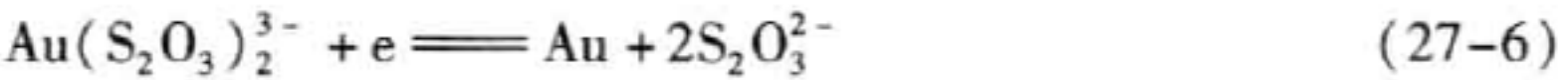
电极反应	电极电位/V
$\text{Cu}(\text{NH}_3)_4^{2+} + 2\text{e} \rightleftharpoons \text{Cu} + 4\text{NH}_3$	-0.06
$\text{Cu}(\text{NH}_3)_2^+ + \text{e} \rightleftharpoons \text{Cu} + 2\text{NH}_3$	-0.12
$\text{O}_2 + 2\text{H}_2\text{O} + 4\text{e} \rightleftharpoons 4\text{OH}^-$	0.401
$2\text{SO}_3^{2-} + 3\text{H}_2\text{O} + 4\text{e} \rightleftharpoons \text{S}_2\text{O}_3^{2-} + 6\text{OH}^-$	-0.58
$2\text{SO}_4^{2-} + 5\text{H}_2\text{O} + 8\text{e} \rightleftharpoons \text{S}_2\text{O}_3^{2-} + 10\text{OH}^-$	-0.76
$\text{SO}_4^{2-} + \text{H}_2\text{O} + 2\text{e} \rightleftharpoons \text{SO}_3^{2-} + 2\text{OH}^-$	-0.93
$\text{S}_4\text{O}_6^{2-} + 2\text{e} \rightleftharpoons 2\text{S}_2\text{O}_3^{2-}$	0.09

表 27-6 硫代硫酸盐浸金、银体系有关络离子的稳定常数

化学式	β	化学式	β
$\text{Au}(\text{S}_2\text{O}_3)_2^{3-}$	1.0×10^{26}	$\text{Ag}(\text{NH}_3)^+$	2.3×10^3
	5.0×10^{28}	$\text{Ag}(\text{NH}_3)_2^+$	1.6×10^7
	5.4×10^{30} (计算)	$\text{Cu}(\text{S}_2\text{O}_3)^-$	1.9×10^{10}
$\text{Au}(\text{NH}_3)_2^+$	1.0×10^{26}	$\text{Cu}(\text{S}_2\text{O}_3)_2^{3-}$	1.7×10^{12}
	1.0×10^{27}	$\text{Cu}(\text{S}_2\text{O}_3)_3^{5-}$	6.9×10^{13}
	3.4×10^{27} (计算)	$\text{Cu}(\text{S}_2\text{O}_3)_2^{2-}$	2.0×10^{12}
$\text{Ag}(\text{S}_2\text{O}_3)^-$	6.6×10^3	$\text{Cu}(\text{NH}_3)_2^+$	7.2×10^{10}
$\text{Ag}(\text{S}_2\text{O}_3)_2^{3-}$	2.2×10^{13}	$\text{Cu}(\text{NH}_3)_4^{2+}$	4.8×10^{12}
$\text{Ag}(\text{S}_2\text{O}_3)_3^{5-}$	1.4×10^{14}		

需要指出的是,文献中关于 $\text{Au}/\text{Au}(\text{S}_2\text{O}_3)_2^{3-}$ 电对的标准电极电位及 $\text{Au}(\text{S}_2\text{O}_3)_2^{3-}$ 的稳定常数很不一致,现根据有关热力学数据重新计算如下。

(1) $\text{Au}/\text{Au}(\text{S}_2\text{O}_3)_2^{3-}$ 的电极电位。

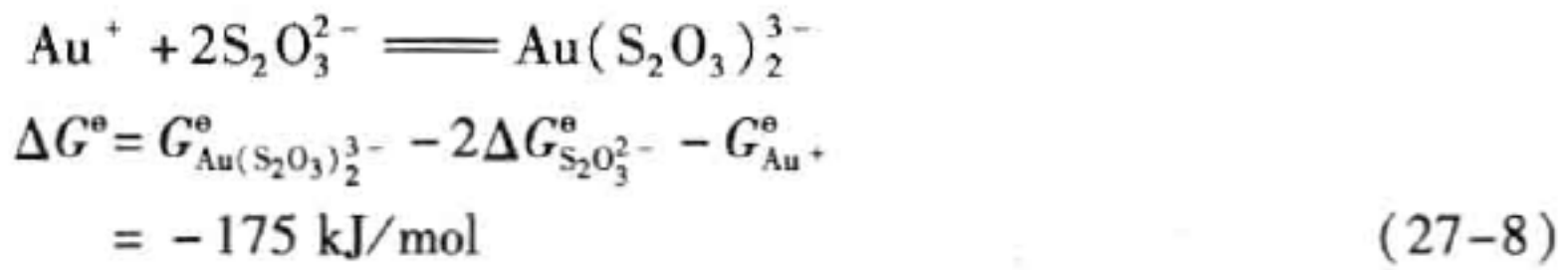


$$\begin{aligned} \Delta G^\circ &= 2G_{\text{S}_2\text{O}_3^{2-}}^\circ - \Delta G_{\text{Au}(\text{S}_2\text{O}_3)_2^{3-}}^\circ \\ &= 12141.72 \text{ J/mol} \end{aligned}$$

由公式 $\Delta G^\circ = -nF\varphi^\circ$, 得:

$$\varphi^\circ = -0.126 \text{ V} \tag{27-7}$$

(2) $\text{Au}(\text{S}_2\text{O}_3)_2^{3-}$ 的稳定常数。



由 $\Delta G^\circ = -RT\ln K = -RT\ln \beta_2$ 得:

$$\begin{aligned} \beta_2 &= \exp\left[\frac{-\Delta G^\circ}{RT}\right] = \exp\left[\frac{175427}{8.319 \times 298}\right] \\ &= 5.4 \times 10^{30} \end{aligned} \tag{27-9}$$

用同样方法计算得到的 $\text{Au}(\text{NH}_3)_2^+$ 的稳定常数为 3.4×10^{27} 。

27.4.1.2 硫代硫酸盐法浸金体系溶液化学

硫代硫酸盐法浸金一般在氨性溶液中进行,并且需加铜离子做催化剂,加之硫代硫酸盐自身易被氧化或还原为系列含硫化合物,使得浸金体系较为复杂。研究金、银在硫代硫酸盐溶液中的化学行为时,必须综合考虑铜、氨及其化合物等行为及影响。

$\text{Au}-\text{NH}_3-\text{S}_2\text{O}_3-\text{H}_2\text{O}$ 系在 25°C 时的 $\varphi-\text{pH}$ 值图见图 27-4。

从图 27-4 中可以清楚地看出,在 pH 值小于 9 时,金稳定存在的形态是 $\text{Au}(\text{S}_2\text{O}_3)_2^{3-}$; 在 pH 值大于 9 (即实际浸出的 pH 值范围) 时, $\text{Au}(\text{NH}_3)_2^+$ 是最稳定的络离子,图 27-5 ~ 图 27-7 的金离子组分分布图也反映了这一现象。但是在实际浸出过程中, $\text{Au}(\text{S}_2\text{O}_3)_2^{3-}$ 是主要的,而 $\text{Au}(\text{NH}_3)_2^+$ 是次要的。

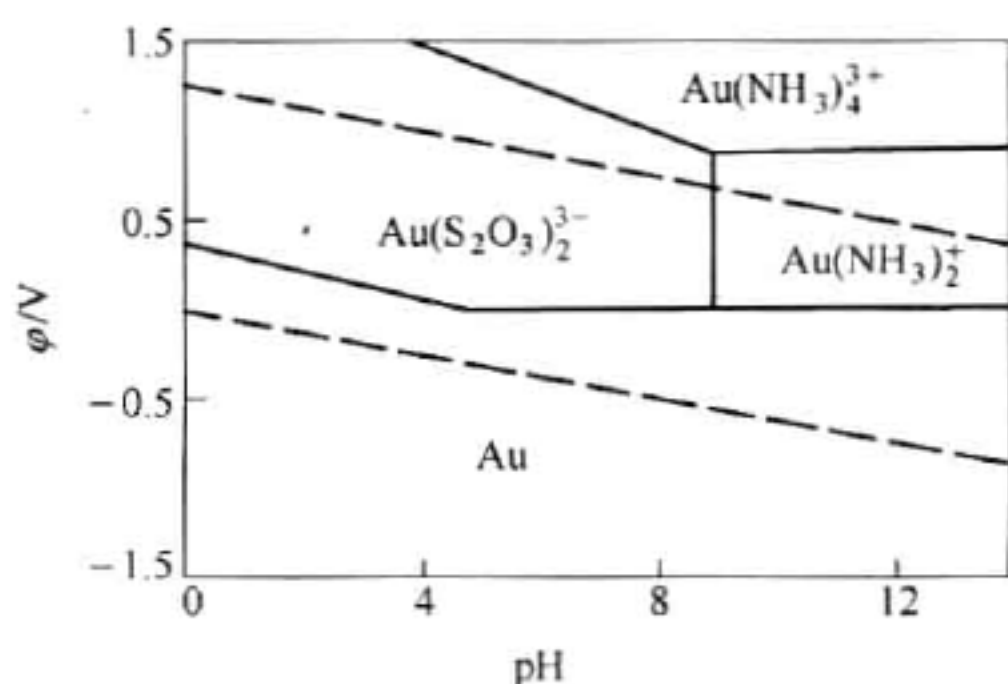


图 27-4 $\text{Au}-\text{NH}_3-\text{S}_2\text{O}_3-\text{H}_2\text{O}$ 系在 25°C 时的 $\varphi-\text{pH}$ 图

($0.1 \text{ mol/L S}_2\text{O}_3^{2-}$, 0.1 mol/L NH_3 , $5 \times 10^{-5} \text{ mol/L Au}$)

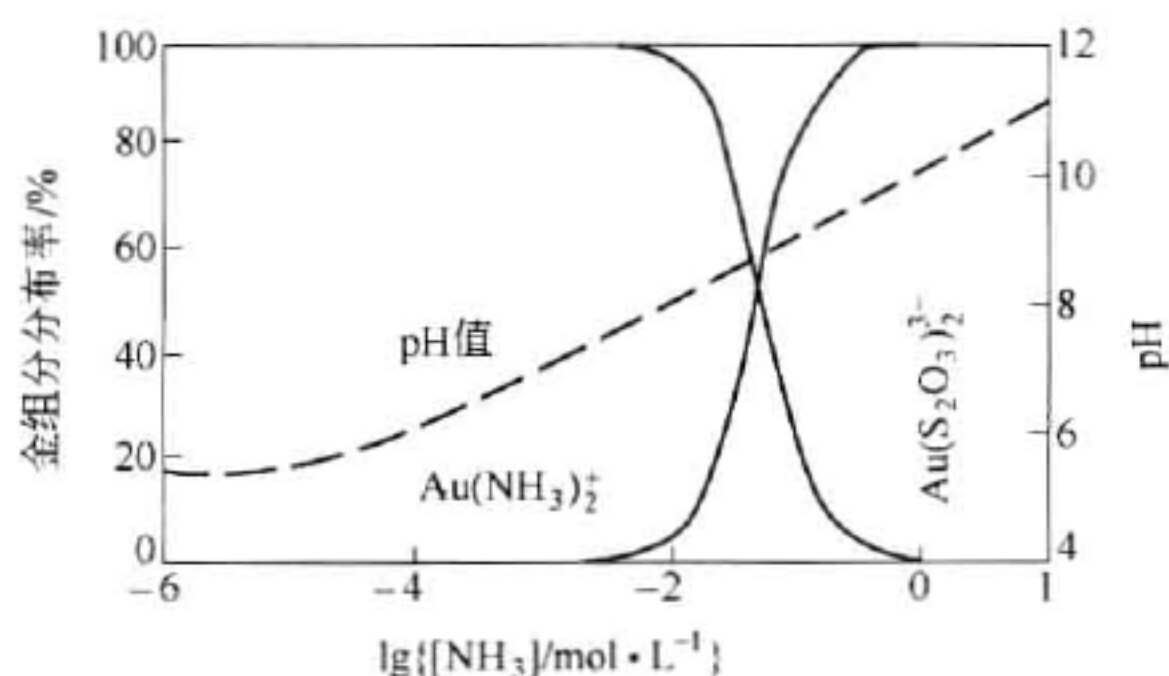


图 27-5 氨浓度对含金组分分布的影响

($0.1 \text{ mol/L (NH}_4)_2\text{S}_2\text{O}_3$, 0.1 V , $5 \times 10^{-5} \text{ mol/L Au}$)

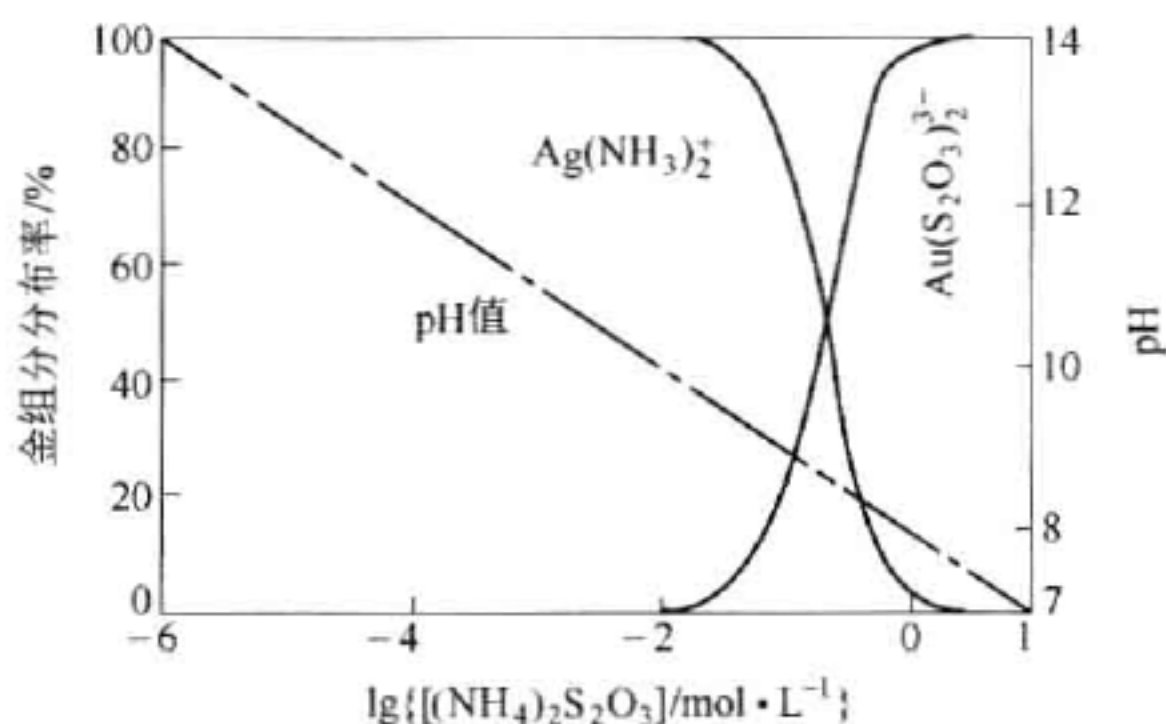


图 27-6 硫代硫酸盐浓度对含金组分分布的影响

(0.1 mol/L NH_3 , 0.1 V , $5 \times 10^{-5} \text{ mol/L Au}$)

Li J 等对造成实际结果与 $\varphi-\text{pH}$ 值图预测结果不一致的原因进行了分析。他们认为,第一个原因,也是最主要的原因,是由于 $\text{Au}(\text{S}_2\text{O}_3)_2^{3-}$ 和 $\text{Au}(\text{NH}_3)_2^+$ 自身“不理想的行为”(nonideal behavior)造成的。因为络合平衡常数都是在单一配体溶液中测定的,但在混合配体系统(即 NH_3 和 $\text{S}_2\text{O}_3^{2-}$ 共存时),每种络离子的活度与其在单一配体系统中可能有很大差别。第二原因可能是在测定络合平衡常数时存在的试验误差。

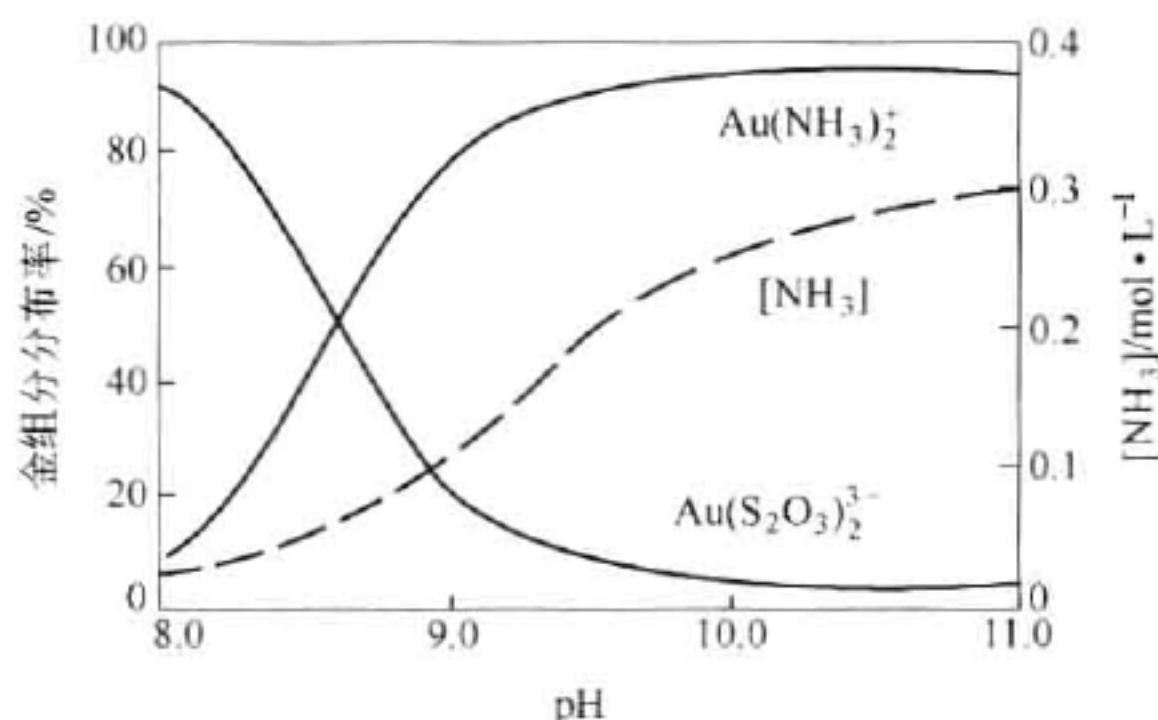


图 27-7 pH 值对含金组分分布的影响

(0.1 mol/L NH_3 , 0.1 mol/L $(\text{NH}_4)_2\text{S}_2\text{O}_3$, 0.1 V, 5×10^{-5} mol/L Au)

图 27-4 还表明,如果使溶液保持较低的电位,金属金在 pH 值为 0 ~ 14 内均是稳定的。显然,要实现金的浸出,溶液的电位需维持在 0.1 V 以上。浸出溶液的电位可通过调节氨、硫代硫酸盐及铜的浓度进行控制。

27.4.1.3 硫代硫酸盐法浸金的电化学特性及机理

采用电位扫描、循环伏安、电流阶跃、腐蚀电化学等方法,研究了金在硫代硫酸盐溶液中的阳极溶解、硫代硫酸根离子的阳极氧化、硫代硫酸盐浸金过程中的阴极行为,测定了硫代硫酸盐浸金的动力学参数,建立了硫代硫酸盐体系浸金的机理及模型。

对金在硫代硫酸盐溶液中阳极溶解行为的研究发现:(1) 金的阳极溶解约在 50 mV/SCE 处出现电流峰;(2) 体系中无氨时金的阳极溶解速度很慢,极化曲线有明显钝化特征,氨对金的阳极溶解有非常显著的促进作用;(3) 简单铜离子、铜氨络离子及亚硫酸根离子对金的阳极溶解影响均不明显。

对硫代硫酸根离子阳极氧化规律进行的研究表明:(1) 硫代硫酸根离子的阳极氧化为不可逆反应,在无氨时,其氧化电流峰约在 620 mV/SCE 处出现;(2) 氨的存在使氧化峰值电流下降,峰电位负移,当总氨浓度为 1.0 mol/L 时,峰电流降为无氨时的 1/4,峰电位负移至 350 mV/SCE;(3) SO_3^{2-} 对降低硫代硫酸盐氧化速度的作用不明显。

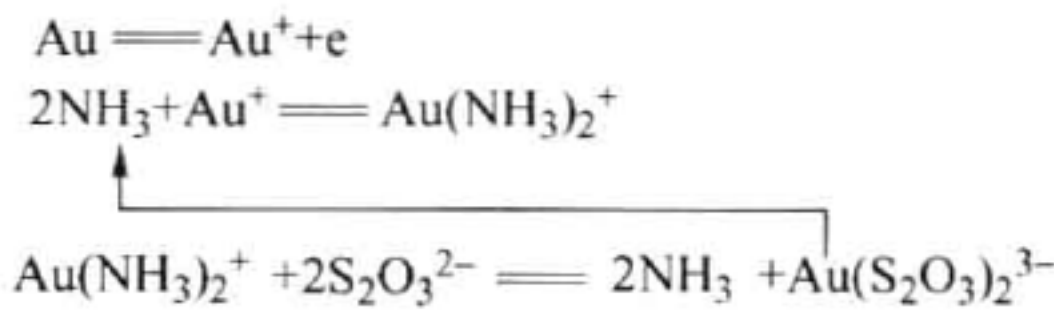
对硫代硫酸盐体系浸金阴极过程进行的研究表明:在阴极上直接在金表面还原的是 $\text{Cu}(\text{NH}_3)_4^{2+}$ 而不是氧,氧间接地参与了阴极反应。

研究金在硫代硫酸盐溶液中溶解的动力学特性表明:(1) 硫代硫酸盐浓度、亚硫酸盐等对金的溶解速度影响较小;(2) 无铜、氨时,金的溶解速度很慢,溶解活化能为 27.99 kJ/mol,溶解过程受扩散及化学反应共同控制;(3) 铜、氨存在时,金的溶解速度较快,在 0.001 ~ 0.1 mol/L 范围内, $\text{Cu}(\text{NH}_3)_4^{2+}$ 的反应级数为 1; $\text{Cu}(\text{NH}_3)_4^{2+} = 0.01$ mol/L、 $[\text{NH}_3]_{\text{T}} = 0.5$ mol/L 时,金的溶解活化能降为 15.54 kJ/mol,溶解过程只受扩散控制。

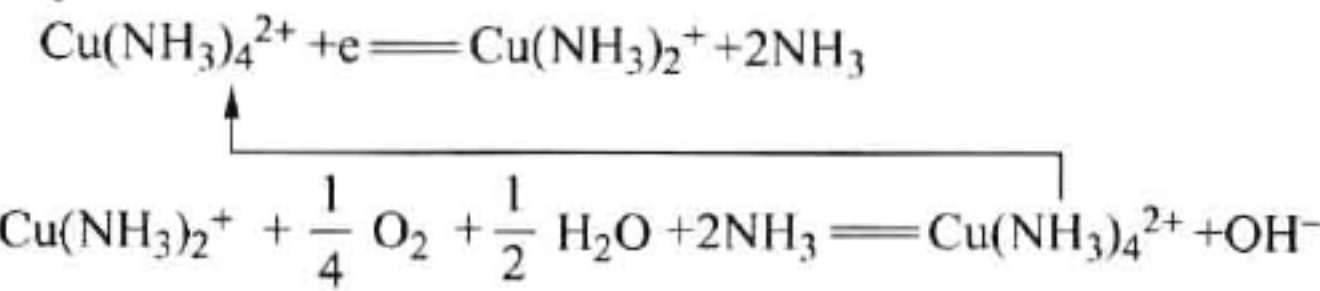
根据研究结果,作者提出了氨性硫代硫酸盐溶液浸金的电化学-催化机理:在阳极, NH_3 优先扩散至金粒表面与金离子络合,生成的金氨络离子进入溶液后与 $\text{S}_2\text{O}_3^{2-}$ 作用,生成更稳定的金硫代硫酸根络离子;在阴极, $\text{Cu}(\text{NH}_3)_4^{2+}$ 在金表面上直接还原,生成的 $\text{Cu}(\text{NH}_3)_2^+$ 在溶液中被氧化再生为 $\text{Cu}(\text{NH}_3)_4^{2+}$ 。即 NH_3 在阳极催化了硫代硫酸根离子与金离子的络合反应, $\text{Cu}(\text{NH}_3)_4^{2+}$ 在阴极催化了氧的还原反应。该机理用化学反应式表述

如下:

阳极反应:



阴极反应:



该机理可用图 27-8 的模型表述。这一机理清晰地揭示了铜和氨在硫代硫酸盐浸金过程中的作用。

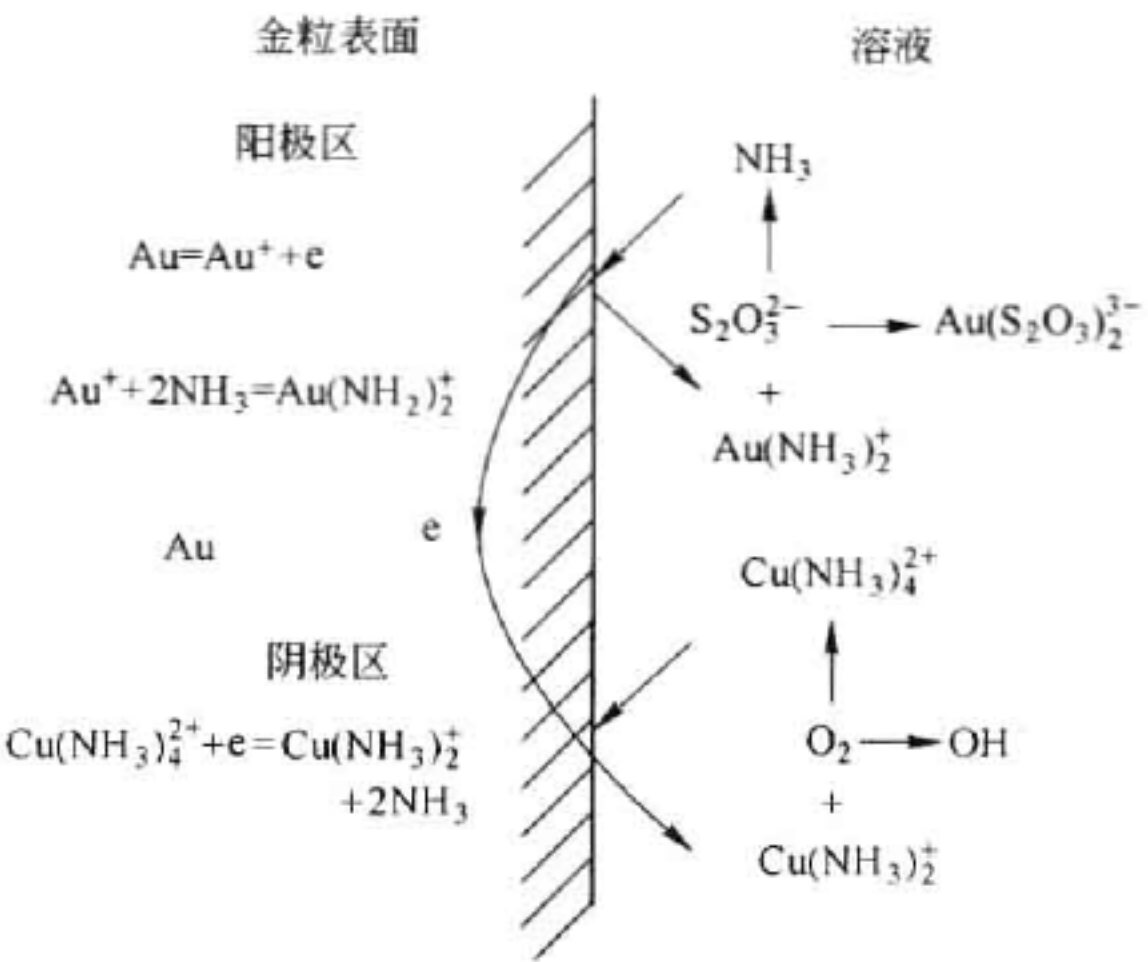


图 27-8 氨性硫代硫酸盐浸金的电化学-催化机理模型

27.4.2 硫代硫酸盐法浸金的工艺与技术

27.4.2.1 从含金黄铁矿精矿中浸金

矿样为含硫金精矿,约 85% 通过 0.074 mm(200 目)筛,主要元素的化学分析见表 27-7。矿样经鉴定主要为黄铁矿,还有少量黄铜矿。在这两种矿物中都含有金。

表 27-7 主要元素化学分析结果

元 素	Au	Ag	Cu	Fe	S
w/%	68.6 g/t	34.1 g/t	0.17	33.6	38.5

该金精矿采用硫代硫酸钠和硫代硫酸铵溶液浸出结果分别见表 27-8、表 27-9。从浸出结果中可以看出两者均获得了较高的金浸出率。主要区别是两种体系下铜的浸出率不同。采用硫代硫酸钠浸出时铜的浸出率较低或为负值,需要不断向体系中补充铜离子;采用硫代硫酸铵浸出时,矿石中铜的浸出率较高。加硫酸钠与亚硫酸钠效果比较见表 27-10。

表 27-8 硫代硫酸钠溶液浸取实验结果
(0.1 mol/L Na₂SO₄, 1 g/L Cu²⁺, 机械搅拌 2.0 h)

温度/℃	c(Na ₂ S ₂ O ₃) /mol·L ⁻¹	c(NH ₃) /mol·L ⁻¹	V _L :m _S	浸出率/%		
				Au	Ag	Cu
40	1.0	1.5	3:1	87.3	78.9	0
50	1.0	1.5	2:1	93.6	82.1	5.8
40	1.0	2.0	2:1	86.0	68.9	-17.6
50	1.0	2.0	3:1	91.4	82.4	0
55	0.7	1.0	2:1	94.4		
60	0.7	1.5	2:1	95.6	79.8	-23.5
55	1.0	1.5	2:1	89.3		
60	1.0	1.0	2:1	81.4		
50	1.0	1.5	2:1	93.5		
60	1.0	1.5	2:1	95.8	76.0	-11.8
60	0.5	1.0	2:1	92.4	78.3	

表 27-9 硫代硫酸铵溶液浸取实验结果
((NH₄)₂SO₄ 0.1 mol/L, L:S = 2:1, 2.0 h, O₂ 0.5 L/min, 机械搅拌)

温度/℃	c[(NH ₄) ₂ S ₂ O ₃] /mol·L ⁻¹	c(NH ₃) /mol·L ⁻¹	ρ(Cu ²⁺) /g·L ⁻¹	浸出率/%		
				Au	Ag	Cu
40	0.7	0.4	1	93.1	79.2	29.0
50	0.7	0.6	1	91.0	76.0	29.0
40	1.0	0.6	1	94.5	67.2	35.0
50	1.0	0.4	1	90.5	79.2	23.5
40	0.7	0.8	1	93.1	90.9	—

表 27-10 加硫酸钠与亚硫酸钠效果比较
(Cu²⁺ 1 g/L, L:S = 2:1, 2.0 h, 空气 1 L/min, 机械搅拌)

温度/℃	c(Na ₂ S ₂ O ₃) /mol·L ⁻¹	c[(NH ₄) ₂ S ₂ O ₃] /mol·L ⁻¹	c(NH ₃) /mol·L ⁻¹	c(Na ₂ SO ₄) /mol·L ⁻¹	c(Na ₂ SO ₃) /mol·L ⁻¹	浸出率/%	
						Au	Ag
60	1	—	1.5	0	0.1	56.3	78.6
60	1	0	1.5	0	0.1	58.5	—
60	1	0	1.5	0.1	0	93.9	—
40	0	0.7	0.6	0	0.1	69.8	89.7
40	0	0.7	0.6	0.1	0	91.5	88.3

表 27-10 结果表明,无论用硫代硫酸铵还是用硫代硫酸钠,用亚硫酸钠的实验结果都不如加硫酸钠的实验结果。这与处理含铜硫化金精矿的实验结果不同。

27.4.2.2 从含铜黄铁矿金精矿中常温常压浸金

与氰化法相比,硫代硫酸盐法提金具有浸金速度快、无毒、对铜等杂质不敏感等优点,与其他非氰化法相比,具有浸出金在碱性介质中进行的优点。

硫代硫酸盐法提金研究虽有不少报道,但工业上的应用并不多见。其主要原因之一是浸出过程需加热,最佳温度区间为 50 ~ 60℃,高于或低于这个温度范围浸出指标就会显著下降,这增加了该工艺工业应用的难度。因此研究硫代硫酸盐的常温常压浸金工艺具有重要的实际意义。

实验在实验室用浸出搅拌机中进行,基本方法是保持浸出温度在室温不变,通过优化试剂组成及其他工艺条件,实现常温浸金。

实验用原料为浮选金精矿,其化学组成见表 27-11。

表 27-11 原料化学组成

元 素	w/%	元 素	w/%
Au	153.62 g/t	SiO ₂	4.23
Ag	443.5 g/t	Al ₂ O ₃	0.24
Cu	4.71	CaO	0.54
Pb	0.26	MgO	0.32
Zn	0.84	S	38.37
Fe	40.89		

图 27-9 ~ 图 27-12 分别为硫代硫酸盐浓度、铜离子、氨和亚硫酸盐浓度对金、银浸出指标的影响。除浸出剂硫代硫酸盐外,铜离子和氨对常温浸出指标影响也非常显著,并且两者有交互作用,而亚硫酸盐浓度的影响较小。

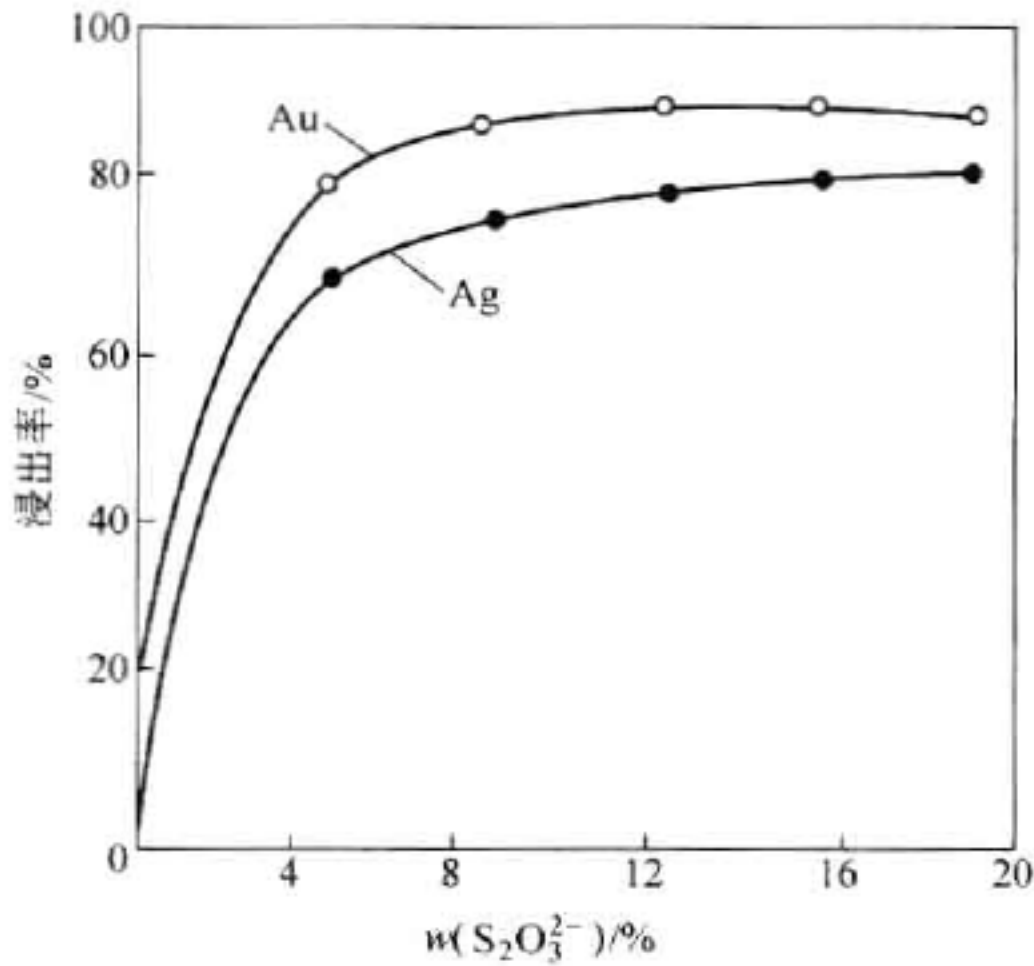


图 27-9 硫代硫酸盐浓度对金、银浸出率的影响
(Cu²⁺ 0.4%, NH₃ 5.0%, 无 SO₃²⁻)

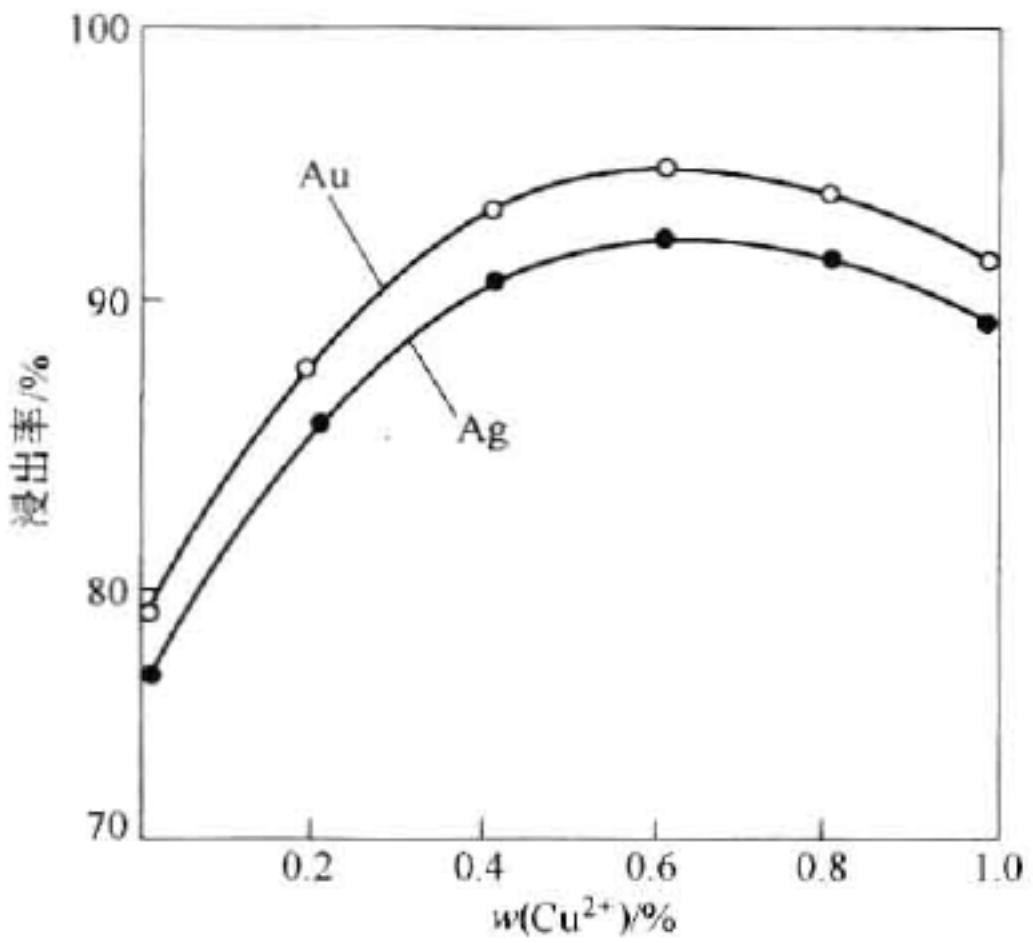


图 27-10 铜离子添加量对金、银浸出率的影响
(S₂O₃²⁻ 16%, NH₃ 5.0%, 无 SO₃²⁻)

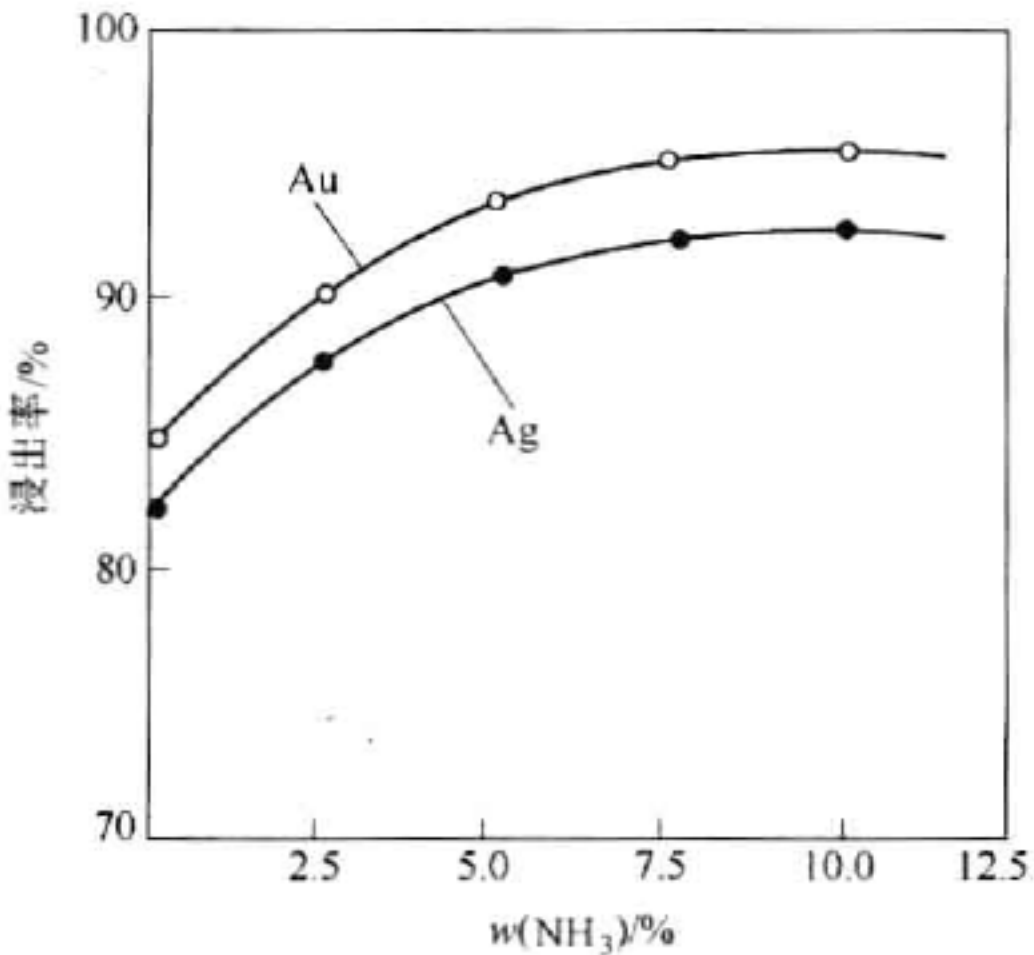


图 27-11 氨浓度对金、银浸出率的影响
(S₂O₃²⁻ 16%, Cu²⁺ 0.6%, 无 SO₃²⁻)

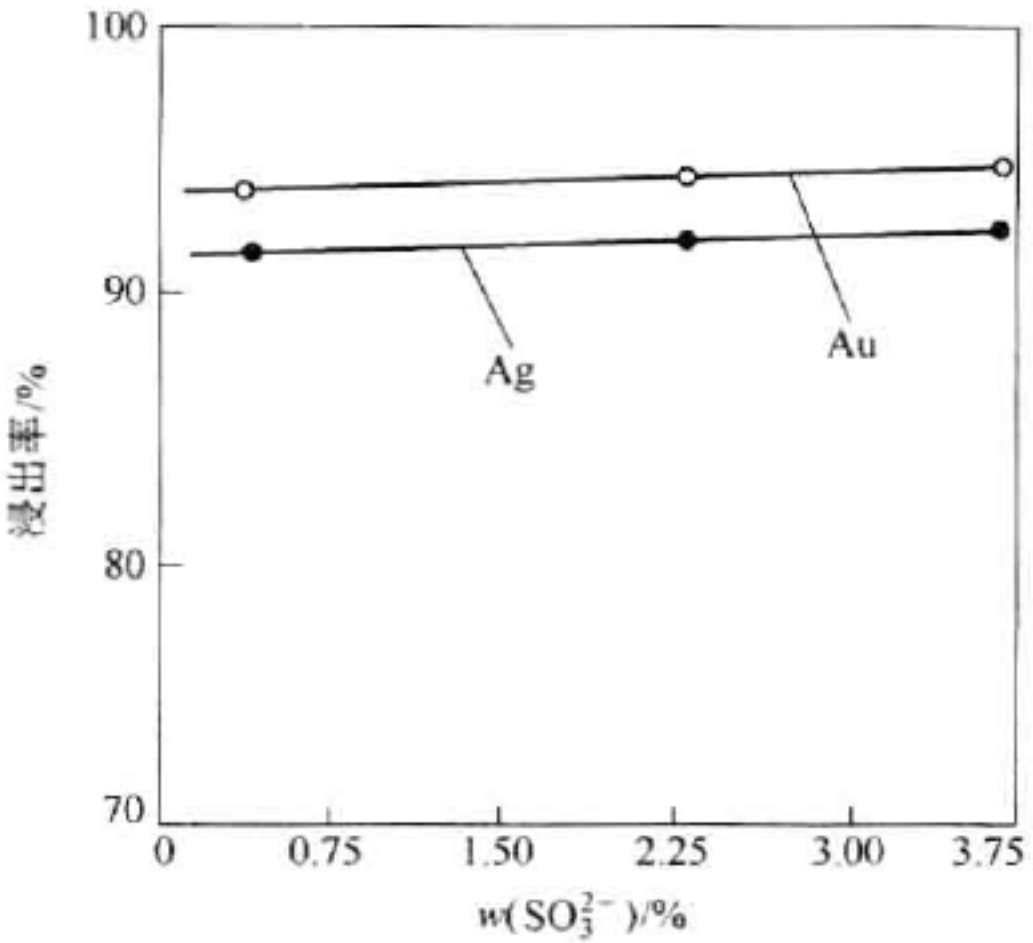


图 27-12 亚硫酸盐浓度对金、银浸出率的影响
(S₂O₃²⁻ 16%, Cu²⁺ 0.6%, NH₃ 5.0%)

从图 27-10 和图 27-11 可以看出,浸出液中只有氨而无铜时,金的最大浸出率约为 80%;溶液中只有铜而无氨时,金的最大浸出率约为 83%;而当氨和铜离子同时存在时,金的最大浸出率超过 95%。因此,铜、氨的同时存在是实现硫代硫酸盐常温浸金的关键。

除试剂组成外,还考查了磨矿细度、搅拌速度及预处理等因素对浸出指标的影响。结果表明,磨矿细度为 $-44\ \mu\text{m}$ 85% ~ 90% 时较为适宜,随着搅拌速度的增加,金、银浸出率虽有明显提高,但硫代硫酸盐耗量也随之增加,因而搅拌强度不能太大。

由于硫代硫酸盐浸金所需的 $\text{S}_2\text{O}_3^{2-}$ 初始浓度较高,添加量大,在实际生产过程中浸出剂需循环使用才能在经济上可行。

实验室中共进行了 6 次浸出、置换循环实验。结果表明,循环浸出也能获得较高的金、银浸出率(94.0% ~ 96.0%),置换过程中 $\text{S}_2\text{O}_3^{2-}$ 保持不变,处理每吨精矿 $\text{S}_2\text{O}_3^{2-}$ 的补加量为 30 ~ 40 kg;浸出剂能够有效地循环使用。

27.4.2.3 从含铜黄铁矿金精矿自催化常温常压浸金

在硫代硫酸盐法浸金过程中添加铜离子作催化剂几乎成为定则,通常的做法是在浸出体系中加入铜盐如硫酸铜等。对含铜的金矿石或精矿能否利用其自身的铜作催化剂实现金的浸出以前尚未见到报道。本书仍以上节所用含铜金精矿为对象,对不加铜离子的自催化硫代硫酸盐浸金工艺特点及其化学原理进行实验研究。

在外加铜离子浸金工艺中,铜以铜氨络离子形态存在于浸出液中。因此,要实现自催化浸金,须首先将原料中的铜部分转入浸出液中。曾设想边溶铜边浸金的方案,但实验结果表明,这个方案的效果不理想。从图 27-13 可以看出,即使 $\text{S}_2\text{O}_3^{2-}$ 的质量分数高达 20%,金的最大浸出率仅为 80%。故考虑将两个过程分开进行,即在加 $\text{S}_2\text{O}_3^{2-}$ 浸金前设一预浸铜步骤。实验结果表明,这一方案在技术上是可行的。在本节的各实验中,浸金时间均为 24 h。

如图 27-14 所示,在自催化浸金工艺中,预浸出对金、银的浸出率有极为明显的影响。当预浸时间由 0 增加到 4 h 时,金的浸出率由 79% 增加到 95%,银浸出率由 83% 增加到 92%。图 27-15 表明,预浸时间为 3 ~ 4 h 时硫代硫酸盐的耗量最小。

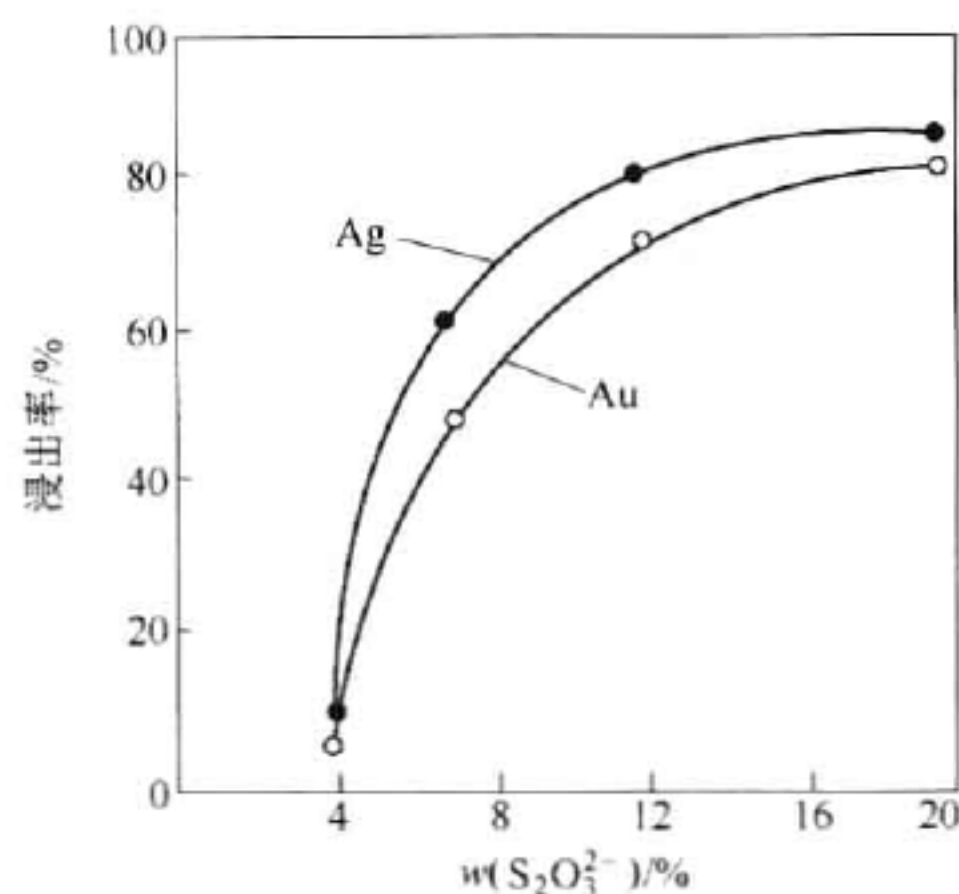


图 27-13 氨与硫代硫酸盐同时加入时对金、银浸出率的影响
(不加铜离子; NH_3 5%)

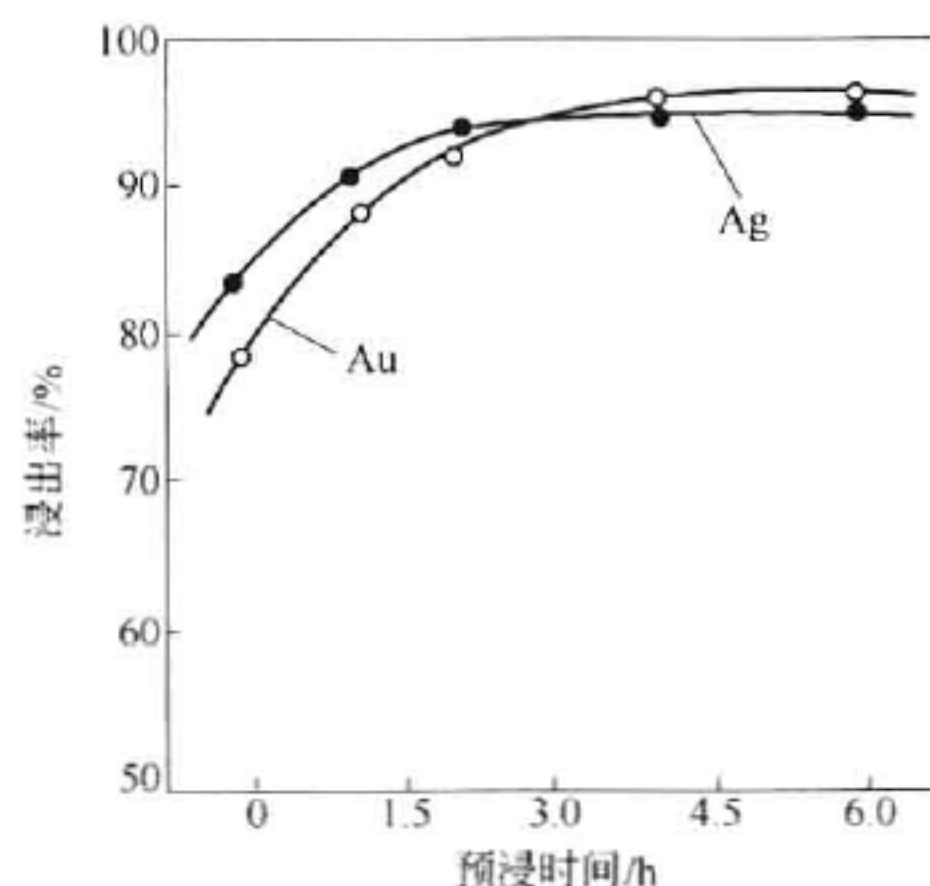


图 27-14 预浸时间对浸出指标的影响

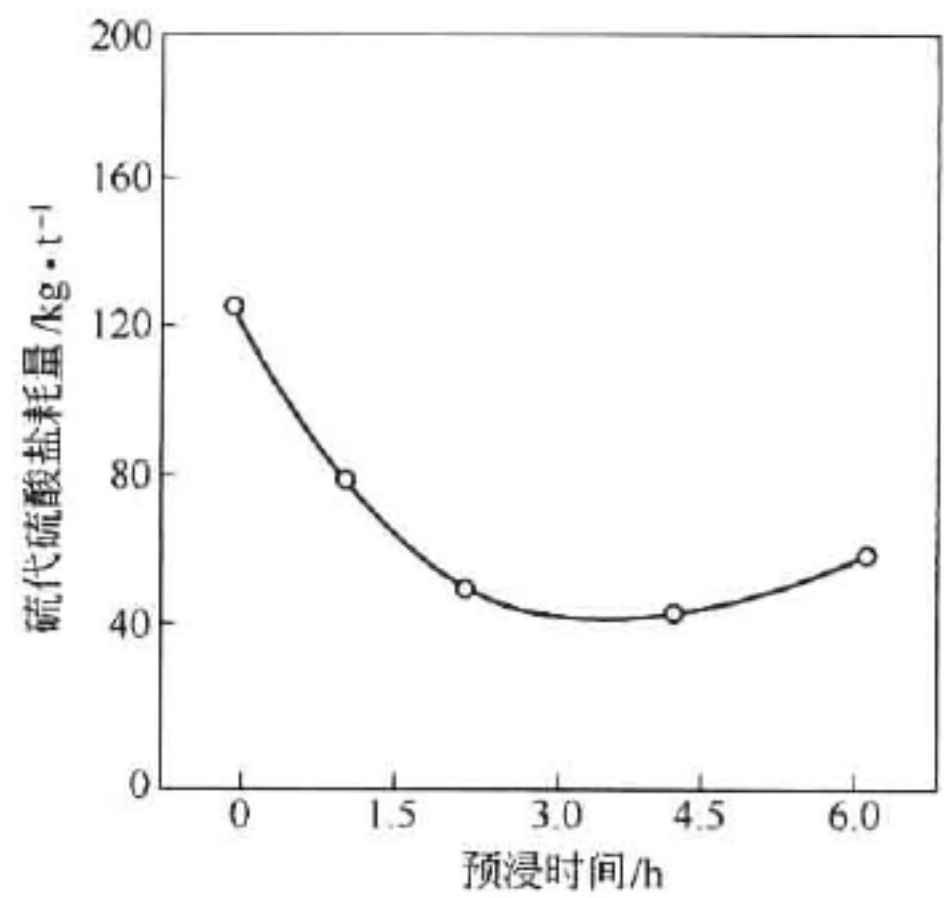


图 27-15 预浸时间对硫代硫酸盐耗量的影响

图 27-16 所示是预浸阶段氨浓度对金浸出指标的影响。从图 27-16 中可以看到,不加氨时,金的浸出率仅为 32%,氨浓度增至 12.5% 时,金的浸出率达到 94%。因此,在预浸阶段加氨是含铜金矿自催化硫代硫酸盐浸出工艺的技术关键。氨对银的浸出影响虽不如金那样大,但也相当明显。

从图 27-17 中可以清楚地看出,添加氨对降低硫代硫酸盐耗量有极为显著的效果。

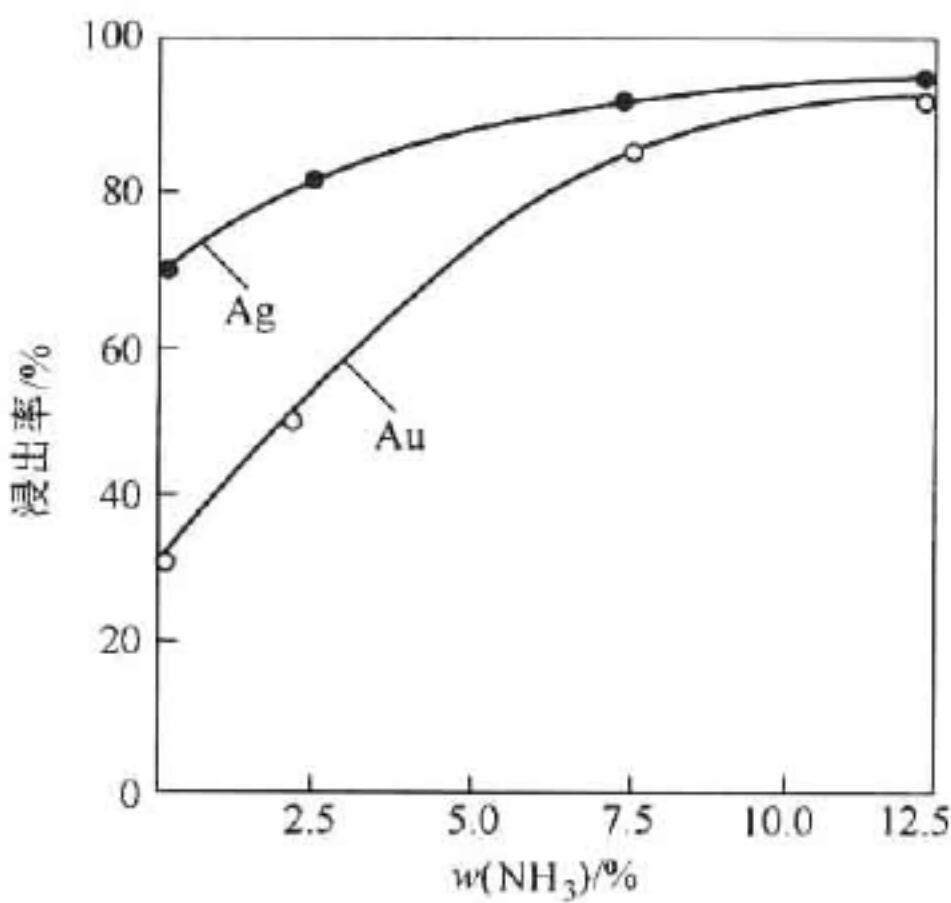


图 27-16 预浸时氨浓度对浸出指标的影响

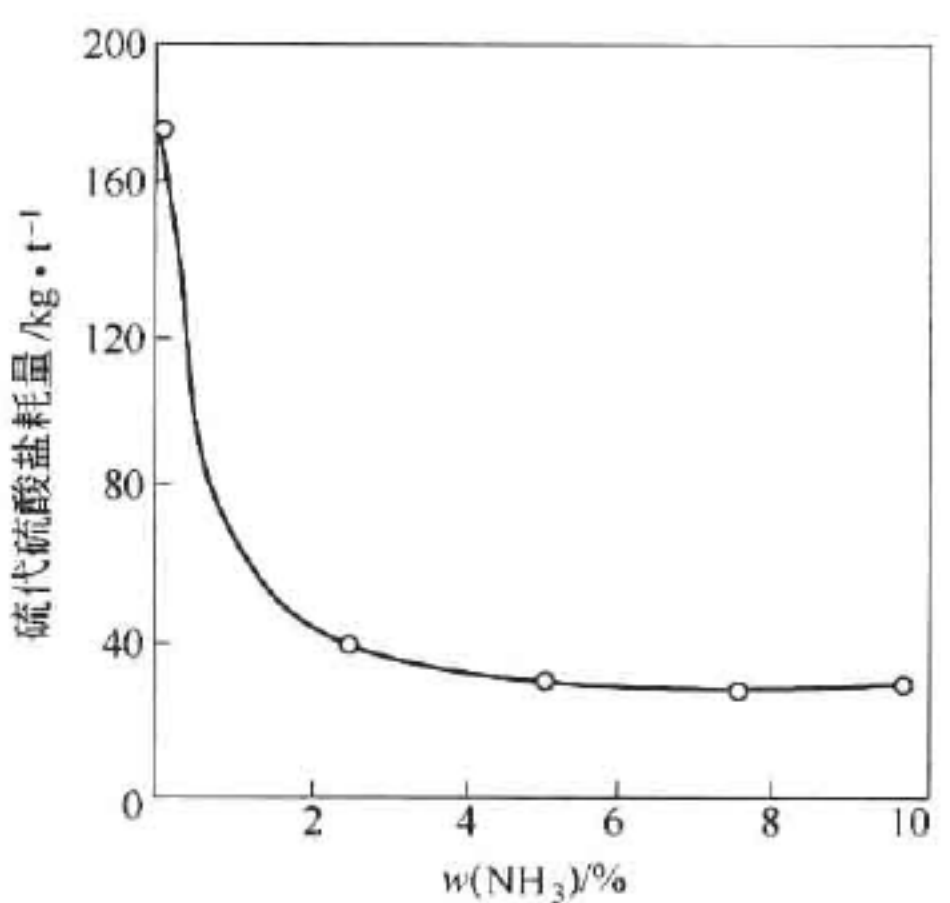


图 27-17 预浸时氨浓度对硫代硫酸盐耗量的影响

表 27-12 是浸出渣中铜的物相组成及各物相在整个浸出过程中的浸出率。可以看出:在自催化硫代硫酸盐的浸金工艺中铜的总浸出率约为 26%;最易被浸出的铜是金属铜和自由氧化铜,其次为次生硫化铜,然后是原生硫化铜,结合氧化铜最难被浸出。因此,硫代硫酸盐自催化浸金工艺最适合处理含少量金属铜、自由氧化铜及次生硫化铜的原料。这类原料正是常规氰化法难以处理的。

表 27-12 浸出渣铜物相分析及各物相浸出率

相 别	浸出原矿 $w(\text{Cu})/\%$	浸出渣 $w(\text{Cu})/\%$	浸出率/%
自由氧化铜	0.067	0.002	97.01
结合氧化铜	0.003	0.003	0

续表 27-12

相 别	浸出原矿 $w(\text{Cu})/\%$	浸出渣 $w(\text{Cu})/\%$	浸出率/%
次生硫化铜	0.15	0.041	72.67
原生硫化铜	4.41	3.38	23.36
总 铜	4.63	3.43	25.92

27.4.3 从硫代硫酸盐浸出液中回收金

27.4.3.1 锌粉置换法

锌粉置换法被广泛用于从氰化浸出液中回收金,用此法从硫代硫酸盐的浸出液中回收金、银的实验结果见表 27-13。

表 27-13 锌粉置换试验结果

序号	pH 值	置换时间/h	锌粉用量 $/\text{g} \cdot \text{L}^{-1}$	金置换率/%	银置换率/%	铜置换率/%
1	9.5	1.5	5	99.76	99.90	99.79
2	9.5	1.5	10	99.75	99.89	99.75
3	9.5	1.5	20	99.76	99.72	99.89
4	9.5	1.5	40	99.75	99.95	99.90
5	9.5	0.5	20	96.68	99.70	99.02
6	9.5	1.0	20	99.58	99.71	99.50
7	9.5	1.5	20	99.61	99.70	99.37
8	9.5	2.0	20	99.75	99.75	99.66
9	9.5	1.0	20	99.84	>99.85	99.81
10	10	1.0	20	99.78	>99.85	99.49
11	10.5	1.0	20	99.72	>99.85	99.16
12	10.9	1.0	20	99.81	>99.85	99.86

从表 27-13 可以看出,在相当宽的条件范围内,锌粉都能完全置换金和银,但铜也能完全被置换。这样不仅使锌粉消耗增加,而且进入溶液中的铜在循环浸出时会干扰浸出过程。

27.4.3.2 活性炭吸附法

研究了活性炭从硫代硫酸盐的浸出液中吸附金,结果见表 27-14。吸附用的活性炭在试验前采用酸、碱等进行处理,并烘干备用。

表 27-14 的结果表明,在非常宽的条件范围内(pH 值为 9.2~11,活性炭用量 20~100 g/L,吸附时间 2~8 h),金、银的吸附率均很低。显然,采用活性炭吸附法从硫代硫酸盐浸出液中回收金是不适宜的。

表 27-14 活性炭吸附试验结果

序 号	活性炭用量 $/\text{g} \cdot \text{L}^{-1}$	pH 值	吸附时间/h	金吸附率/%	银吸附率/%
1	20	9.2	4	18.52	—
2	40	9.2	4	15.52	—
3	60	9.2	4	18.10	—

续表 27-14

序 号	活性炭用量 /g · L ⁻¹	pH 值	吸附时间/h	金吸附率/%	银吸附率/%
4	100	9.2	4	35.43	—
5	50	9.2	4	28.79	32.73
6	50	10.0	4	32.50	52.00
7	50	10.5	4	33.23	36.68
8	50	11.0	4	33.79	48.17
9	100	9.2	2	20.26	33.76
10	100	9.2	4	28.28	28.48
11	100	9.2	6	29.31	33.24
12	100	9.2	8	25.26	—

27.4.3.3 铁粉置换法

铁粉置换法从硫代硫酸盐溶液中回收金的结果见表 27-15。从表 27-15 中可以看出：

(1) 采用铁粉能从硫代硫酸盐的浸出液中完全置换金和银，而铜只部分被置换。

(2) 影响铁粉置换最重要的因素是 pH 值，在 pH 小于 6.7 或 pH 大于 9.5 范围内金银具有较高的置换率，在 6.7 小于 pH 小于 9.5 范围内，置换率较低，pH 值为 8.1 时最低，考虑到浸出贵液在弱碱性范围，故置换过程宜在 pH 大于 9.5 的碱性范围进行。

(3) 就金和银的置换来说，其最佳 pH 值又略有差异，金的最佳 pH 值范围为 10.5 ~ 11，而银为 9.5 ~ 10.5。考虑到 pH 值较高时，铜置换率有增加之趋势，且调节 pH 值需调整剂较多，故 pH 值取 10 ~ 10.5 最佳。

(4) 温度对金、银置换率有一定影响，在一定范围内提高温度可提高置换率。

(5) 置换过程中 $S_2O_3^{2-}$ 基本不变，这为浸出剂循环使用、降低 $S_2O_3^{2-}$ 的耗量提供了保证。

表 27-15 铁粉置换试验结果

温度 /℃	铁粉用量 /g · L ⁻¹	pH 值	金置换率 /%	银置换率 /%	铜置换率 /%	置换后溶液 $\rho(S_2O_3^{2-})$ /g · L ⁻¹	置换前溶液 $\rho(S_2O_3^{2-})$ /g · L ⁻¹
20	2	9.5	75.28	75.25	6.49	118.45	120.75
20	4	9.5	98.02	99.53	9.54	118.45	120.75
20	6	9.5	97.42	99.91	9.54	119.60	120.75
20	8	9.5	99.39	99.67	16.41	119.16	120.75
20	10	9.5	97.62	99.26	9.16	118.75	120.75
20	4	6.7	98.26	99.26	8.40	109.25	111.15
20	4	7.5	97.24	99.81	7.63	110.40	111.15
20	4	8.1	27.40	28.51	4.20	109.25	111.15
20	4	9.5	98.02	99.53	9.54	110.40	111.15
20	4	10.5	99.02	99.59	12.33	110.40	111.15
20	4	11.0	99.48	96.76	25.95	108.92	111.15
30	4	9.5	99.20	99.52	9.16	—	—
30	4	6.7	99.48	99.52	11.83	—	—

研究表明,铁粉置换法是从硫代硫酸盐浸出溶液中回收金的适宜方法。

27.5 其他提金方法

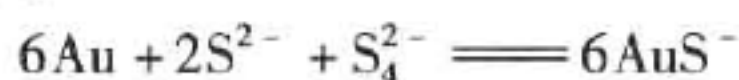
除前面介绍的几种非氰化提金法外,报道过的非氰化法还有多硫化物法、溴化物法、碘化法、硫氰酸盐法等。

27.5.1 多硫化物法

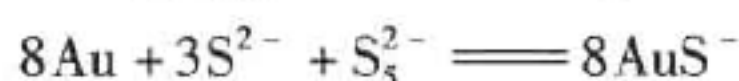
多硫化物法是在碱性溶液中用 S_x^{2-} 为浸金试剂,进行浸出金的方法。

在水溶液中硫能生成多硫化物,例如:硫黄粉溶于硫化钠溶液中生成多硫化钠溶液, S_x^{2-} 中的 x 可以从 2 到 6。水溶液中,多硫离子只有 S_4^{2-} 和 S_5^{2-} 是稳定的, S_2^{2-} 、 S_3^{2-} 歧化生成 S_4^{2-} 、 S_5^{2-} 及 S^{2-} 。多硫离子如同过氧离子(O_2^{2-})一样具有氧化性,如 S_4^{2-} 作氧化剂时,可获得 6 个电子而成为 S^{2-} 。

根据实验研究,在隔绝空气和不存在其他氧化剂的条件下,金在多硫化物溶液中仍十分容易溶解,其溶解反应可以写成:

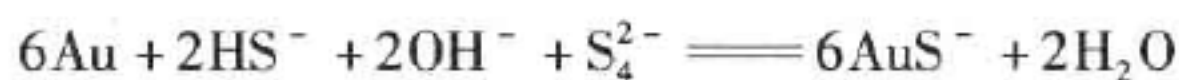


$$\Delta G_{298}^\circ = -82.421 \text{ kJ}$$

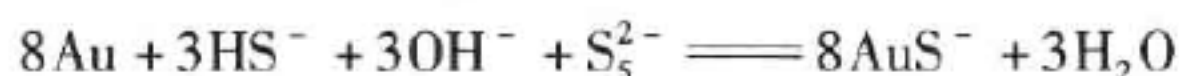


$$\Delta G_{298}^\circ = -112.471 \text{ kJ}$$

在 pH 值小于 14 时,溶液中的硫化物有相当一部分是以 HS^- 的形式存在的,故还可能有以下反应:



$$\Delta G_{298}^\circ = -93.774 \text{ kJ}$$



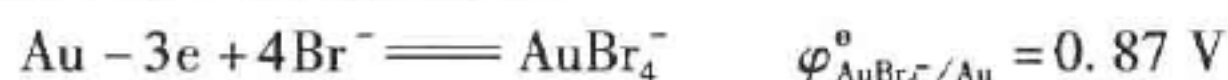
$$\Delta G_{298}^\circ = -129.500 \text{ kJ}$$

从上面反应式可见,在没有其他氧化剂的条件下,金在热力学上很容易溶于多硫化物溶液中。

南非曾对含金的辉锑矿精矿进行过多硫化铵的浸出试验,建立了规模为 5 t/d 的试验厂,从含 Sb31.5%, As4.5%, Au60 g/t 的浮选精矿中回收金和锑。多硫化铵的用量为理论量的 2~3 倍,溶液中多硫化铵的质量分数为 40%,在密闭容器中浸出时间为 8 h。金的浸出率为 80%,锑的浸出率为 90%,砷的浸出率不高,只有 0.6%。用活性炭吸附多硫化铵浸出液中已浸出的金,吸附金后的溶液,通入蒸汽使锑以 Sb_2S_3 的形式沉淀产出锑精矿,而后加热过程中产生的 NH_3 和 H_2S 经冷凝回收后用于再生多硫化铵,多硫化铵的再生率可达 90%。

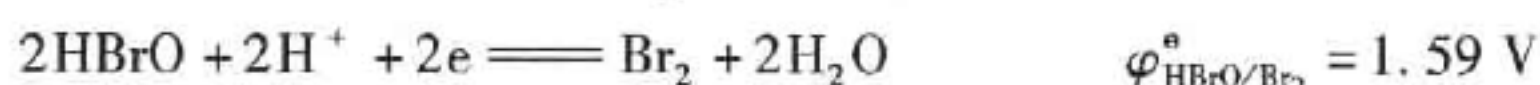
27.5.2 溴化物浸金

金在含 Br^- 的溶液中的半电池反应为:



由上式可见,在含 Br^- 的溶液中,只要有合适的氧化剂存在,金能够被氧化,形成 AuBr_4^-

进入溶液。元素溴是金的理想氧化剂, Br_2 在水溶液中的半电池反应为:



其电位远高于金的溶解电位, 金的溶解反应可以写成:



但是, Br_2 是一种易挥发的物质, 且具有极强的腐蚀性, 容易在工艺过程中造成损失。因此, 它不宜在工业上应用。理论研究已证明, Fe^{3+} 、 H_2O_2 、 NaClO 及它们的组合和 HBrO 均是金在溴化物溶液中的有效氧化剂。

在溴化物溶液中, HBrO 氧化金的反应为:



为克服溴作为氧化剂易挥发的缺点, 美国等国研究了许多种类的溴化浸金试剂。其中, 美国的 Great Lake 化学公司生产了一种商品名为 Geoborm 的溴化剂, 它是一种蒸气压较低的液体溴载体, 为溴的有机物。其中一种名为二溴二甲基海因 (dibromodithylhydantoin) 的溴试剂, 在水溶液中可分解成次溴酸和二甲基海因 (dithylhydantoin, DMH)

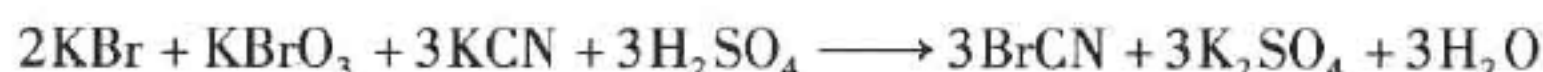


产生的 HBrO 在有溴离子 Br^- 存在的条件下, 会将金氧化成 AuBr_4^- 溶入溶液。据称二甲基海因基本上是一种无毒的生物降解分子, 对环境几乎没有危害。

溴化浸金法具有浸出速度快、无毒、对 pH 值变化适应性强等优点, 但也存在着试剂贵、消耗高、腐蚀性强等缺点。

27.5.3 氰溴酸法

氰溴酸是由溴水和氰化钾溶液试验室中混合制成的:



由于氰溴酸在碱性液中会自行分解, 故它溶解金的反应是在中性或微酸性溶液中按下式进行的:



此法曾用于处理澳大利亚卡尔古利的碲金矿石, 并用于汉南斯-斯塔选金厂和柯克兰湖选金厂。尽管此法早已为其他更经济的工艺所取代, 但从含金碲化物和硫化物精矿中提金还是有效的。

从难处理金矿中提金方法



28.1 概述

随着金矿的大规模开采,容易用氰化法处理的金矿资源日益枯竭,难处理金矿将成为今后黄金工业的主要矿产资源。据不完全统计,目前,全世界黄金总产量的 1/3 产自难处理金矿。而在中国已探明的黄金储量中,有 30% 为难处理金矿。根据各国学者的大量研究成果,表 28-1 列出了几种主要难处理金矿石及其原因。

表 28-1 难处理金矿及其原因

金矿石特征	难氰化原因
含微粒包裹金	微粒金包裹在石英或硫化物(黄铁矿、毒砂等)中,难以用磨矿方法使金暴露
含 铜	氰化物消耗高,在金粒表面形成次生薄膜,阻碍溶解;氰化物溶液迅速“疲劳”
含 锑	金面上形成致密的膜,急剧降低溶解速度;与保护碱发生反应
含 碳	已溶金被碳质吸附
含黏土	恶化氰化矿浆的过滤性能;黏土能明显地吸附已溶金和氰化物
含 铁	在金粒上有氢氧化铁膜,阻碍金溶解

为了从这类矿石中有效地提取金,必须先对矿石进行预处理,分离贱金属,或消除影响金浸出的因素,使其中的金适合于用氰化法提取。

目前应用的预处理方法主要有细菌氧化浸出、氧化焙烧及热压氧化等,借助于化学法破坏毒砂和黄铁矿,即脱除砷和硫,使金矿物暴露,然后氰化。

28.2 难处理金矿生物氧化预处理工艺

28.2.1 概述

难处理金矿生物氧化预处理是指先用生物氧化的方法将金矿石中的硫、铁、砷等氧化分解,并进入溶液,使包裹在硫化物中的金暴露出来,通过固液分离去除有害成分,为下一步用常规的氰化法回收金创造条件。生物氧化也能用于从其他金属硫化物如铜、钴、镍、锌、铀等的矿物中直接浸出有用金属,这种情况通常称为生物浸出。

浸矿微生物在自然界广泛存在,可以在硫化矿床的矿坑、煤的矿坑、温泉、火山灰以及其他环境中找到。在工业上应用的微生物菌种是经过专门筛选的。其目的是要求在特定的条件下茁壮生长,加快对某些矿物或杂质的氧化反应速度。

难处理金矿的生物氧化预处理于 1986 年首先在南非投入工业生产,目前已经发展到既能处理浮选金精矿,又能处理低品位金原矿;既可以在搅拌槽中氧化,也可以堆浸氧化。

目前,世界上已建成的难处理金矿的生物氧化预处理厂见表 28-2。

表 28-2 世界上已建成的难处理金矿生物氧化预处理工厂

序 号	工 厂 名	所在国家	规模 /t · d ⁻¹	氧化槽容积 /m ³	投产时间	金精矿来源	目前状况
1	Fairview (Biox)	南非	14	440	1986	自产	生产
	扩建 1		35	1075	1991		
	扩建 2		55	1415	1999		
2	Sao Bento (Biox)	巴西	150	580	1990	自产	生产
	扩建 1			1160	1994		
	扩建 2			1487	1998		
3	Harbour Light (Biox)	澳大利亚	40	980	1992	自产	1994 年 已停产
4	Wiluna (Biox)	澳大利亚	115	2820	1993	自产	生产
	扩建		154	4230	1996		
5	Ashanti-Sansu (Biox)	加纳	720	16200	1994	自产	生产
	扩建		960	21600	1995		
6	Youanmi (Bacox)	澳大利亚	120	3000	1994	自产	2000 年 已停产
7	Tamboraque (Biox)	秘鲁	60	1570	1997	自产	2000 年 已停产
8	Tasmania (Bacox)	澳大利亚	68	2310	2000	自产	生产
9	Suzdal (Biox)	哈萨克斯坦	192	3900	2005	自产	生产
10	Fosterville (Biox)	澳大利亚	211	5400	2005	自产	生产
11	Bogoso (Biox)	加纳	750		2006	自产	生产
12	Kokpatas (Biox)	乌兹别克	1069	21600	2008	自产	生产
13	Newmont	美国	10000		1999	原矿生物 堆浸后进氰 化炭浆厂	生产
14	烟台黄金冶炼厂	中国	50	2000	2000	收购	2007 年 已停产
	扩建		80	3000	2001		
15	山东天承 (Bacox)	中国	100	4200	2001	收购	生产
16	丹东实信黄金	中国	30		2002	收购	2004 年 已停产
17	本溪东大黄金	中国	50		2003	收购	试车后停产
18	辽宁天利公司	中国	100	3800	2003	收购	生产
	逐步提高氧化矿浆浓度		150		2007		
19	新疆阿希金矿	中国	50	2400	2004	自产	生产
	扩建		80	3200			
20	江西三和金业	中国	50	1920	2006	收购	生产

续表 28-2

序 号	工 厂 名	所在国家	规模 /t · d ⁻¹	氧化槽容积 /m ³	投产时间	金精矿来源	目前状况
21	山东招金集团	中国	100		2006	收购	已停产
22	贵州锦丰(Biox)	中国	750	17000	2007	自产	生产
23	新疆哈图金矿	中国			2009	自产	生产

南非金田(Gold Fields)公司(原名 Gencor)的技术,称为 Biox 技术,在工业生产中应用最多。南非 Mintek 研究院与澳大利亚的巴克泰克(Bactech)公司合作的技术也已用于工业生产,称为 Bacox 技术。

我国对难处理金矿生物氧化技术进行了长期研究。2000 年,烟台黄金冶炼厂与北京有色冶金设计研究总院、长春黄金研究院合作,我国第一座 50 t/d 应用生物氧化工艺处理含砷难浸金精矿的工厂在烟台黄金冶炼厂投入生产,并获得了良好的生产指标和经济效益,在我国首先突破了难处理金矿生物氧化工业化生产问题。该厂于 2001 年扩建到 80 t/d。2001 年,山东莱州黄金冶炼厂引进 Bacox 技术建设的 100 t/d 生物氧化工厂投入生产。2003 年,以长春黄金研究院为技术依托,辽宁天利 100 t/d 生物氧化-氰化提金工厂顺利投产。它标志着我国开发的难处理金矿生物氧化-氰化提金技术已经完全成熟。长春黄金研究院的菌种系列构成的生物氧化技术,称为 CCGRI 技术。

生物氧化工艺也可以对难处理金矿的原矿进行预处理。美国纽芒特(Newmont)公司就有用生物氧化堆浸法对低品位金矿进行预处理后生产黄金的生产厂。我国也已经开始对难处理低品位金矿首先进行生物氧化堆浸预处理,然后氰化提金的工业试验。

在几种难处理金矿预处理工艺当中,生物氧化工艺基本建设投资最低,生产技术最容易掌握,环境友好。在短短的几年之内,我国建成的此类工厂,在数量上已跃居世界首位。生物氧化预处理工艺已经成为中国从难处理金矿中提取黄金的重要手段。这充分说明,开发这种工艺符合中国国情。

在我国尚未开发的难处理金矿资源当中,有许多含砷、含锑的矿床。这些矿石采用生物氧化-氰化提金工艺很可能是最佳选择。

生物氧化预处理技术具有的优点:

- (1) 建设规模可大可小。每天处理几十吨到上千吨金精矿的规模都可以建厂。
- (2) 设备制造比较容易,国内都能解决。与国外同类工厂比,不锈钢设备可以大幅度减少,基建投资明显比国外低,生产成本也比较低。
- (3) 消耗材料容易供应,主要是电和石灰石、石灰,还有少量化肥(氮、磷、钾),一般在当地都能解决。
- (4) 生产操作容易掌握。
- (5) 工厂不排放废气、废水,不生产硫酸、砒霜等难以向外运输的产品。是典型的环保型工厂。生物氧化工艺也不是万能的,它不适于处理脉石包裹金的矿石,对有机碳的抑制作用也尚不明确。

目前,据了解国外生物氧化、氰化后的金回收工艺基本上是采用炭浆法或炭浸法,只有一家是采用锌粉置换法。在我国多数采用逆流洗涤、锌粉置换法。这是因为中国对逆流洗涤-锌粉置换工艺有非常成熟的经验,同时,我国早期建设的生物氧化工厂多数是从各地收

购金精矿,原矿性质变化比较大,必须考虑回收银的问题。锌粉置换工艺对银的回收率高于炭浆法工艺。

金精矿生物氧化预处理工艺流程见图 28-1。

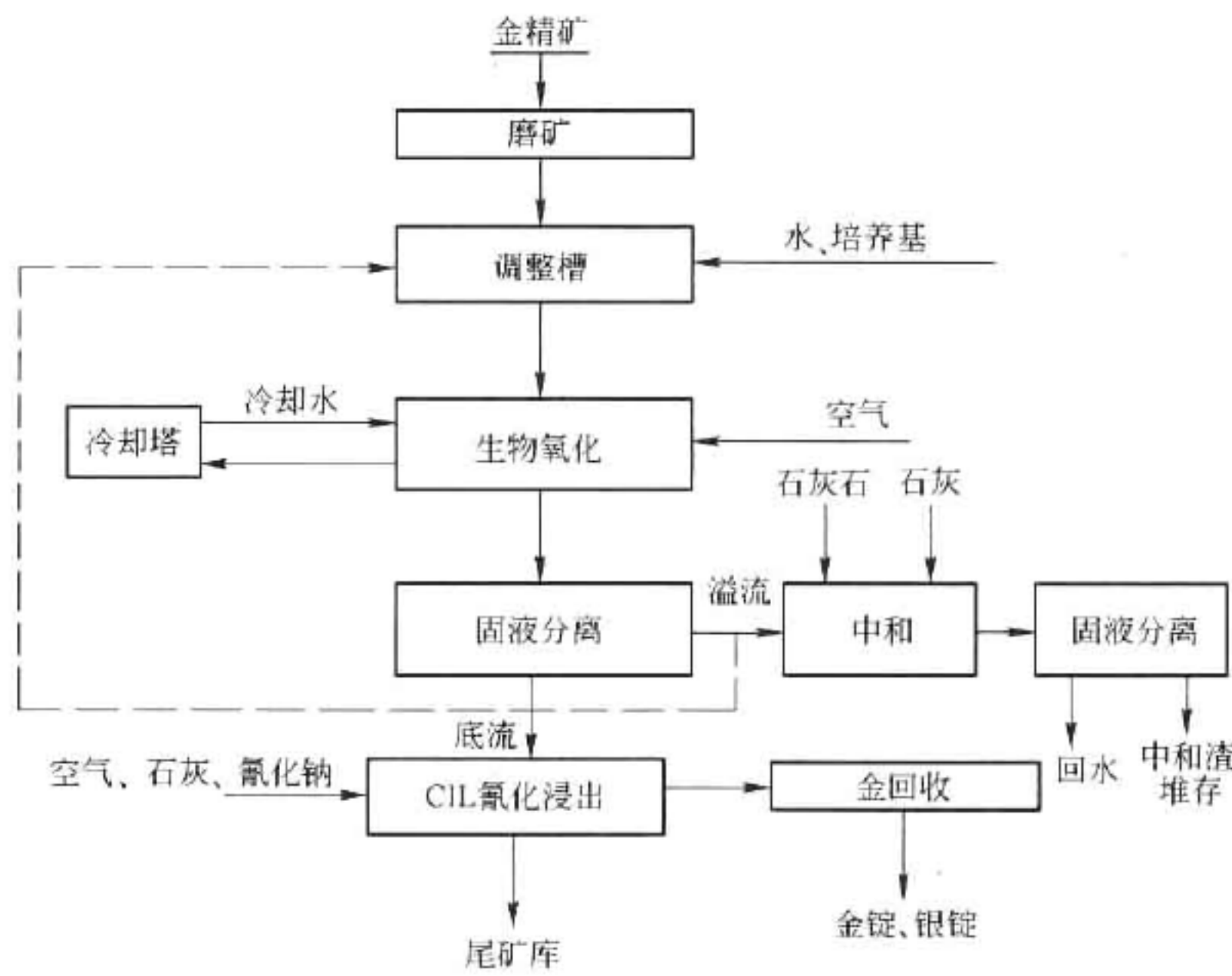


图 28-1 金精矿生物氧化预处理工艺流程

28.2.2 浸矿微生物

28.2.2.1 生物分类和宇宙生物进化树

根据现代生物系统分类学的生命三域理论,宇宙生物进化树分为 3 个分枝,代表了 3 个基本类群。即细菌(Bacteria)、古菌(Archaea)和真核生物(Eucarya)。细菌和古菌首先分开,然后产生真核生物。地球年龄估计为 46 亿年,发现微生物细胞化石遗核约 35 ~ 38 亿年。产氧光合作用大约在 25 ~ 30 亿年。随着氧变得较丰富,微生物多样性大大增加。真核细胞大约起源于 14 亿年前。

细菌和古菌均为原核生物,是缺少真正细胞核的微生物。而真核生物则具有膜包围的细胞核,通常还有其他细胞器。

微生物学家正是按照这种三域生物进化论,研究微生物物种多样性和分子系统进化关系的。

28.2.2.2 浸矿微生物

浸矿微生物是一种化学能自养菌。其特点是从氧化硫化矿物、亚铁离子和不饱和硫的化学反应中取得能量,以二氧化碳、水为主要原料,并吸取氮、磷、钾等营养物质组成菌体细胞。菌体以二等分裂的方式进行繁殖。

按温度范围划分,能够在难处理金矿生物氧化工艺中应用的细菌有:

(1) 嗜温细菌(Mesophile),耐受温度低于 45℃,如氧化亚铁硫杆菌、氧化硫硫杆菌、氧化亚铁钩端螺旋菌。

(2) 中等嗜热细菌 (Moderate thermophile) 耐受 $40 \sim 60^{\circ}\text{C}$, 如中国自主开发的菌种系列和 Bacox 的 M4 细菌。

(3) 极端嗜热细菌 (Extreme thermophile), 耐受高于 60°C , 如硫化叶菌。尚未在黄金工业中应用。

目前在 Biox 和 Bacox 技术生物氧化工厂的菌种都是嗜温细菌, 应用的有以下几种:

(1) 氧化亚铁硫杆菌 (*Thiobacillus ferrooxidans*)。它是细菌浸矿工艺中最主要的一种自养菌, 它可以氧化金属硫化矿物、硫代硫酸盐、元素硫、亚铁离子等。在自然界, 氧化亚铁硫杆菌能够独立完成细菌浸矿的全过程。

(2) 氧化硫硫杆菌 (*Thiobacillus thiooxidans*)。它不能氧化金属硫化矿, 但能氧化金属硫化矿氧化过程中产生的元素硫、硫代硫酸盐 (还原态硫)。它氧化还原态硫的能力很强, 最终生成硫酸并具有较强的耐酸性。

(3) 氧化亚铁钩端螺旋菌 (*Leptospirillum ferrooxidans*)。它的主要作用是将亚铁离子氧化为三价铁离子, 但不能直接氧化金属硫化矿和还原态硫。由于三价铁离子具有很强的氧化能力, 可以直接氧化多种金属硫化矿物并产出大量亚铁离子, 而这些亚铁离子又能被氧化亚铁钩端螺旋菌继续氧化为三价铁离子。所以氧化亚铁钩端螺旋菌和氧化硫硫杆菌配合, 可以组成间接氧化的完整的氧化体系。

许多文献报道, 在金矿细菌氧化预处理的工业生产中, 完成细菌浸出的主要菌种是氧化亚铁钩端螺旋菌和氧化硫硫杆菌。

28.2.2.3 Biox、Bacox、CCGRI 技术中的菌种

A Biox 菌种 (耐受温度 $35 \sim 40^{\circ}\text{C}$)

氧化亚铁钩端螺旋菌	<i>Leptospirillum ferrooxidans</i>
氧化亚铁硫杆菌	<i>Thiobacillus ferrooxidans</i>
氧化硫硫杆菌	<i>Thiobacillus thiooxidans</i>

Biox 菌种是 Goldfields 公司的专用菌种。是目前世界上应用最多、最早实现工业化的菌种。现在南非、澳大利亚、巴西、加纳、秘鲁、哈萨克斯坦、乌兹别克斯坦和中国贵州锦丰的生物氧化提金工厂都在使用。

B Bacox 菌种 ($35 \sim 40^{\circ}\text{C}$)

氧化亚铁钩端螺旋菌	<i>Leptospirillum ferrooxidans</i>
氧化硫硫杆菌	<i>Thiobacillus thiooxidans</i>
嗜热嗜酸硫杆菌	<i>Acidithiobacillus caldus</i>

Bacox 菌种是南非 Mintek 研究院和加拿大 Bactech 公司的专用菌种。在澳大利亚的 Beaconsfield 和中国山东莱州天承使用。

C Bacox 菌种 ($45 \sim 55^{\circ}\text{C}$)

硫化芽孢杆菌属	<i>Sulfobacillus</i>
嗜热嗜酸硫杆菌	<i>Acidithiobacillus caldus</i>
酸微菌属	<i>Acidimicrobium</i> (杆菌)
铁原体古菌	<i>Ferroplasma</i> (球形)
嗜热氧化亚铁钩端螺旋菌	<i>Leptospirillum thermoferrooxidans</i> (螺旋形)

Bacox 中等嗜热菌首先在美国黄石公园的温泉中发现, 其后在澳大利亚西部干旱的沙

漠地区找到,定名为 M4 菌,澳大利亚巴克泰克(Bactech)公司使用这一菌种在澳大利亚建设了 Youanmi(Bacox)生物氧化工厂,取得过良好的指标,后因资源枯竭而停产。M4 菌现在没有工业上使用的报道。

D CCGRI 菌种(耐受温度 38 ~ 52℃)

嗜铁钩端螺旋菌	<i>Leptospirillum ferriphilum</i>	57% ~ 93%
嗜热氧化硫硫化杆菌	<i>Sulfobacillus thermosulfidooxidans</i>	0 ~ 20%
嗜热嗜酸硫杆菌	<i>Acidithiobacillus caldus</i>	0 ~ 21%
嗜热硫杆菌	<i>Thiobacillus caldus</i>	0 ~ 10%
鞘氨醇单胞菌	<i>Sphingomonas echinoids</i>	0 ~ 21%
细菌合计		100%
铁原体嗜酸菌(古菌)	<i>Ferroplasma acidiphilum</i>	100%

由长春黄金研究院开发的 CCGRI 技术中的菌种与目前在国际上广泛应用的 Biox 和 Bacox 菌种相比,微生物的种类和数量关系有着十分明显的差异。在 CCGRI 菌种中没有检测到自然界广泛存在和最具代表性的氧化亚铁硫杆菌以及氧化硫硫杆菌,而所测到的几种硫杆菌都是属于中度嗜热嗜酸菌,说明这个菌种更适于在较高温度下生长。

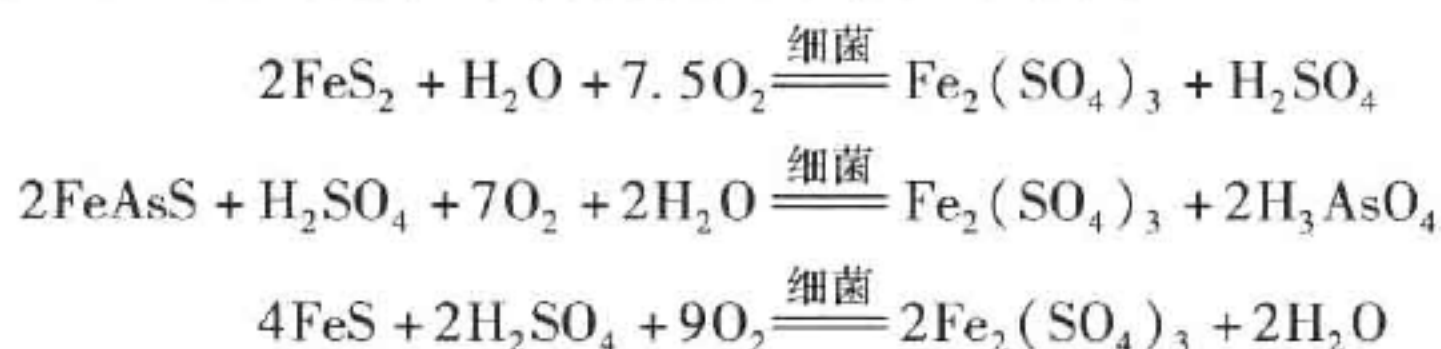
更重要的差别是在 CCGRI 菌种中有大量的 *Ferroplasma acidiphilum* (铁原体嗜酸菌,古菌)。从放大到 3000 倍和 10000 倍的照片上可以清晰地看出,古菌几乎全部附着在矿物表面上,而细菌则基本上在溶液中。说明 CCGRI 菌种的氧化机理也与 Biox 菌种有很大差异。

在 CCGRI 菌种中还有鞘氨醇单胞菌,这是一种能够分解污水中废弃的油、脂肪和某些废弃有机物的异养菌,它的存在对于抑制氧化反应槽的泡沫是有利的,它是否能够抑制有机碳尚未见有关报道。

28.2.2.4 细菌浸矿机理

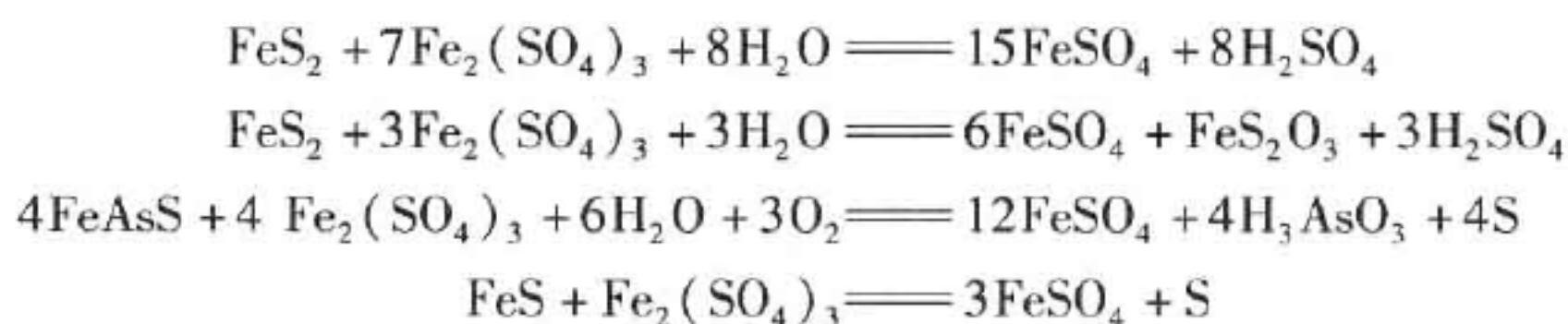
A 直接氧化

直接氧化是指微生物附着在矿物表面上,直接氧化分解矿物以及在矿物表面上新陈代谢,使氧化分解矿物的化学反应能持续进行。直接氧化能够将 As、Fe、S 氧化到化学最高价。但是在工业生产中细菌能否在矿物表面上直接氧化分解矿物,已经被许多研究工作质疑,这些化学反应也可以看作是细菌氧化反应的最终结果。



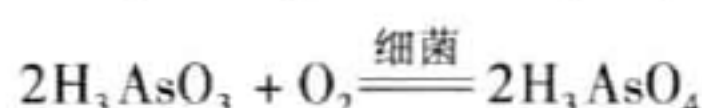
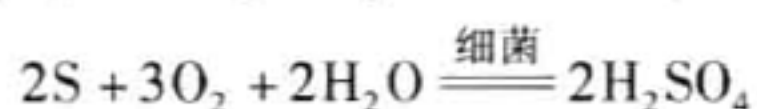
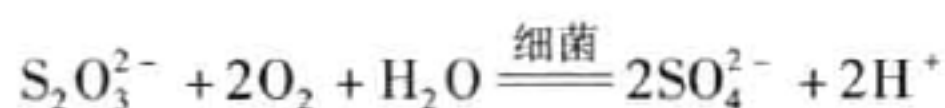
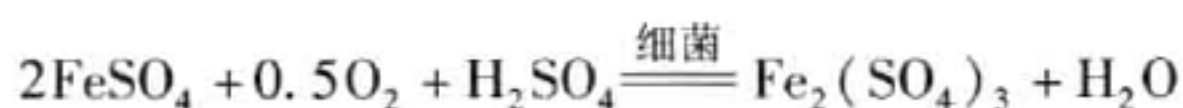
B 间接氧化

间接氧化是指硫化矿物不是被细菌直接氧化分解,而是被细菌氧化的产物 Fe^{3+} 在酸性条件下氧化分解。这些化学反应有:



C 微生物氧化 Fe^{2+} 和不饱和态的硫和砷

根据多数文献的观点,微生物氧化最主要的作用是氧化 Fe^{2+} 和不饱和态硫、砷。这种氧化速度要比在没有细菌的情况下快很多。在微生物氧化工艺中,微生物的作用主要体现在下述化学反应中:



D 其他化学反应

在氧化反应器中,除了上述化学反应以外,还有分解碳酸盐的反应,以及在酸性较弱时生成砷酸铁和铁矾的反应:



式中, $\text{M}^+ = \text{K}^+、\text{Na}^+、\text{NH}_4^+、\text{H}_3\text{O}^+$ 。

28.2.3 难处理金矿生物氧化预处理工艺的试验研究

28.2.3.1 工艺试验

A 试验规模

为指导工业生产和基本建设设计所进行的生物氧化工艺试验包括小型试验、小型连续试验和半工业试验。试验规模从 1 kg/d 到 10 t/d 不等。目前,由于生物氧化技术已经趋向成熟,在一般情况下,只做小型试验就可以满足设计要求。

目前,中国生物氧化小型试验设备还没有统一的标准,多数是水浴氧化槽,体积为 2 L 、 3.5 L ,试验矿样质量分别为 300 g 、 500 g 。反应温度和充气量都可以自动控制。试验室用的生物氧化槽见图 28-2。



图 28-2 试验室用的生物氧化槽

B 试验内容

为生物氧化厂建厂设计提供的试验研究应当包括以下内容:

(1) 矿石性质测定。矿石的多元素分析、物相分析。物相分析最少应做 As、Fe、S、C(碳酸盐、有机碳),根据矿石性质还可能做 Cu、Pb、Zn、Hg、Sb 等对氧化、氰化有较大影响的元素。

岩矿鉴定:矿石的物质组成、金的赋存状态、与各种矿物的关系;金的粒度分析;黄铁矿、白铁矿、磁黄铁矿、砷黄铁矿的比例关系。

矿石的各种物理性能的测定:如相对密度、粒度分析、各粒级的金品位。氧化渣、氰化尾矿应当根据需要进行多元素分析、物相分析等。

(2) 矿石的直接氰化浸出效果。

(3) 预氧化的各种条件试验。条件试验包括菌种筛选、磨矿细度、氧化时间、氧化矿浆浓度、氧化温度、氧化还原电位、 Fe^{2+} 和 Fe^{3+} 浓度、pH 值范围、溶解氧浓度、培养基类型及用量、浮选药剂影响及起泡情况。

通过对 As、Fe、S 的氧化率、氧化渣的多元素分析、氧化渣 As、Fe、S 的物相分析、氧化溶液的多元素分析等,评价试验结果。

根据金属平衡计算,估计是否存在飞沫流失金的问题。

(4) 氧化渣洗涤试验。进行氧化渣沉降和过滤试验,包括絮凝剂种类及添加量,沉降后矿浆浓度、滤饼水分考察。

(5) 中和试验。中和试验包括:洗涤后产生的酸性菌液数量查定,pH 值、中和段数、中和时间、石灰石或石灰用量选择,中和渣的多元素分析、中和渣中 As 的物相分析、中和渣中金和银品位分析等。

中和渣沉降试验包括:絮凝剂种类和用量;沉降速度、压缩带浓度;添加晶种对中和渣沉降速度的影响考察等。

中和渣过滤试验包括:浓缩过滤或直接过滤效果、过滤方法、过滤水分、滤饼干体积密度和湿体积密度及滤饼对运输的影响等。

中和渣堆存对环境的影响,按国家标准测定中和渣砷的稳定性,中和渣砷的返溶浓度。

(6) 氧化渣氰化试验。碱浸时间,碱浸浓度,碱浸对氰化钠用量的影响,石灰用量和石灰纯度,氰化充氧方式, H_2O_2 、 O_2 和空气条件试验。如何消除起跑影响。氰化时间,氰化浓度,炭吸附段数,吸附率,载金炭品位,氰化钠用量,氰化 pH 值,氧化率对氰化指标的影响关系。氰化渣过滤试验及滤液含金品位、滤液中氰化物浓度分析。当氰化尾矿品位偏高时,应当研究继续降低尾矿品位的途径,如进行用浮选法回收劫金碳中的金和硫化物包裹金,用重选法回收被污染的单体金等试验。

(7) 关于重选试验。根据岩矿鉴定资料,如果进入生物氧化的原料中有粗粒金,应当在进入生物氧化作业前进行重选回收金试验。氧化渣应当根据岩矿鉴定资料进行没有重选和有重选的对比试验。

(8) 推荐建议工艺流程。包括设计指标、工艺设计参数、材料消耗定额、数质量流程、金属平衡、水量平衡等。

C 生物氧化试验的操作方法

试验设备主要是球磨机、生物氧化槽和氰化槽。生物氧化槽有 3500 mL 和 2000 mL 两

种,每一个自动控制温度的水浴槽内有 4 台相同规格的氧化槽,有专用的供给空气的设备。

生物氧化试验的主要操作程序是:

(1) 磨矿。磨矿细度达到 -0.043 mm (325 目)占 80% 左右。

(2) 生物氧化试验。先用已经制备好的菌种接种,将含矿 5%、氧化还原电位达到 580 mV 的菌种 1000 mL 倒入氧化槽子中,补加足量的培养基,使菌种达到要求的体积(大槽 2400 mL、小槽 1500 mL),搅拌、充气、控制温度。加入磨好的矿石(大槽 90 g、小槽 60 g,以干量计),开始接种。每 4 h 测量一次电位和 pH 值,pH 值控制在 1~2 之间,不在此范围之内的用硫酸或 KOH 调整,做好记录。每 8 h 加一次矿,共加 4 次,即大槽加新矿 360 g,小槽加 240 g。从此开始计算氧化时间,共氧化 7 天。在氧化过程中要注意充气状态和水浴温度,要查看氧化槽液面,保持氧化槽液面在开始氧化的水平,液面下降时及时补加清水到规定水平。每 4 h 测定、调整并做好记录。在氧化过程中还要测定二价铁和三价铁浓度。

氧化后的矿浆加絮凝剂沉淀,用清水洗涤。洗涤次数不低于 6 次。在矿浆 pH 值不低于 6 的情况下进行过滤,过滤时洗涤 3 次。滤饼烘干、制样,送化验和做氰化试验。

(3) 氧化渣氰化试验,同常规氰化试验。

D 浸矿微生物的培养基

微生物吸取营养并赖以生存繁殖的介质叫培养基,分液体和固体两种形式。液体培养基是由水和溶解的无机盐组成的。每种细菌、各个生产厂的培养基配方都不尽相同。常用的培养基见表 28-3 和表 28-4。

表 28-3 氧化亚铁硫杆菌用培养基(用稀硫酸调 pH 值到 2) (g/L)

成 分	Leathen	9 K
$(\text{NH}_4)_2\text{SO}_4$	0.15	3.0
KCl	0.05	0.1
K_2HPO_4	0.05	0.5
$\text{MgSO}_4 \cdot 7\text{H}_2\text{O}$	0.05	0.5
$\text{Ca}(\text{NO}_3)_2$	0.01	0.01
$\text{FeSO}_4 \cdot 7\text{H}_2\text{O}$	30~50	30~50

表 28-4 氧化硫硫杆菌用培养基(用稀硫酸调 pH 值到 2.0~2.5) (g/L)

成 分	Waksman	ONM
$(\text{NH}_4)_2\text{SO}_4$	0.2	2.0
$\text{MgSO}_4 \cdot 7\text{H}_2\text{O}$	0.5	0.3
$\text{CaCl}_2 \cdot 2\text{H}_2\text{O}$	0.25	0.25
$\text{FeSO}_4 \cdot 7\text{H}_2\text{O}$	0.01	0.01
K_2HPO_4		4.0
硫黄粉	10	10

E 浸矿微生物的计量方法

细菌计量一般有以下几种方法,其中比浊法和直接计数法可计量出一定体积的菌液内所含细菌的总数,此总数包括活菌和死菌;而平皿计数法和稀释法测定的是单位体积内的活菌数。

(1) 比浊法。其原理是利用菌液所含细菌浓度不同,液体混浊度也不同的原理,用分光光度计测定。菌液的光密度,用光密度大小和标准曲线对比,推知菌液的细菌浓度。

(2) 直接计数法。利用血球计数器,取菌液样品直接在显微镜下观察计数。

(3) 平皿计数法。将稀释成一定倍数的菌液,用固体培养基制成平板,然后将培养皿在一定温度下培养,使其长成菌落,计算菌落数目,再乘以稀释倍数。

(4) 稀释法。将菌液按 10 的倍数连续稀释成不同的浓度,然后在恒温条件下培养观察细菌能够生长的最高稀释度,依此稀释度中的细菌数目为 1,则可按总稀释倍数计算出原菌液中的细菌浓度。一般达到正常繁殖的情况下,菌液活菌浓度为 $10^6 \sim 10^9$ 个/mL。

(5) 显微镜直接计数法。显微镜直接计数需用细菌计数板,细菌计数板是一块厚 2 ~ 3 mm 的玻璃片,在玻璃片中央有一个由环沟围绕的小平台。该平台比玻璃片其余部分低 0.02 mm。在平台中央有刻画出的总面积为 1 mm^2 的相同小方格 400 个,故每个小方格的面积为 0.0025 mm^2 。玻璃片的表面已经抛光。故当在玻璃片中央盖上压紧的盖玻片时平台与盖玻片之间的深度是均匀的,都是 0.02 mm。故每个小方格与盖玻片之间形成的空间体积为 $0.02 \text{ mm} \times 0.0025 \text{ mm}^2 = 0.00005 \text{ mm}^3$ 。那么每小格的细菌数换算为每毫升的细菌浓度时可按下式计算:

$$N = B \times n / (0.00005 \times 10^{-3}) = 2 \times B \times n \times 10^7$$

式中 N ——细菌个数,个/mL;

B ——细菌稀释度;

n ——每小格平均菌数。

F 浸矿细菌的驯化

浸矿细菌在使用前要进行驯化,使之适应于浸矿工艺过程中可能对细菌不利的工艺条件或对细菌具有毒害作用的有害成分。驯化的方法是不断变化不利因素的强度,那些对新环境不适应的细菌会受到抑制或死亡,而某些活力较强的细菌会通过适应和变异等途径,演变成耐性更强的细菌而活下来,形成对新环境具有耐性的新菌株。如细菌的耐砷能力、耐矿浆含固量能力、耐温能力等。经过驯化,耐砷能力可以大幅度提高,而耐矿浆含固量能力和耐温能力也可以提高,但有一定限度。

28.2.3.2 Biox 酸性废液中和试验与实践

A 半工业试验

为了获得设计数据和满足环保法规的要求,自 1993 年以来,GENCOR 研究所建立了一个标准的半工业试验厂,其工艺流程如图 28-3 所示。

半工业试验厂有 7 个反应槽,每个槽的容积为 2.2 L,搅拌叶轮转速 350 r/min。为了保证给料中的二价铁全部氧化,每个槽都有充气设施,料浆中的溶解氧质量分数保持在 $(6 \sim 8) \times 10^{-6}$ 。在专用的搅拌槽内进行石灰石浆的制备(需要时也包括石灰制备),石灰石质量浓度 80 g/L,石灰石和石灰都用泵构成自循环系统。在 1 号槽测量并控制 pH 值保持在 4.85 ~ 5.5,用阀门控制石灰石添加量。如果需要,可以在 4 号槽添加石灰石或石灰,以保证 6 号槽溢流(中和渣)的 pH 不小于 6。试验厂还有中和料浆用泵从 3 号槽返回 1 号槽的循环系统。循环系统的目的是改善料浆沉降性能,为料浆提供晶种,促使其产生更大的沉淀粒度。循环流量一般为给料量的 0 ~ 1/5。

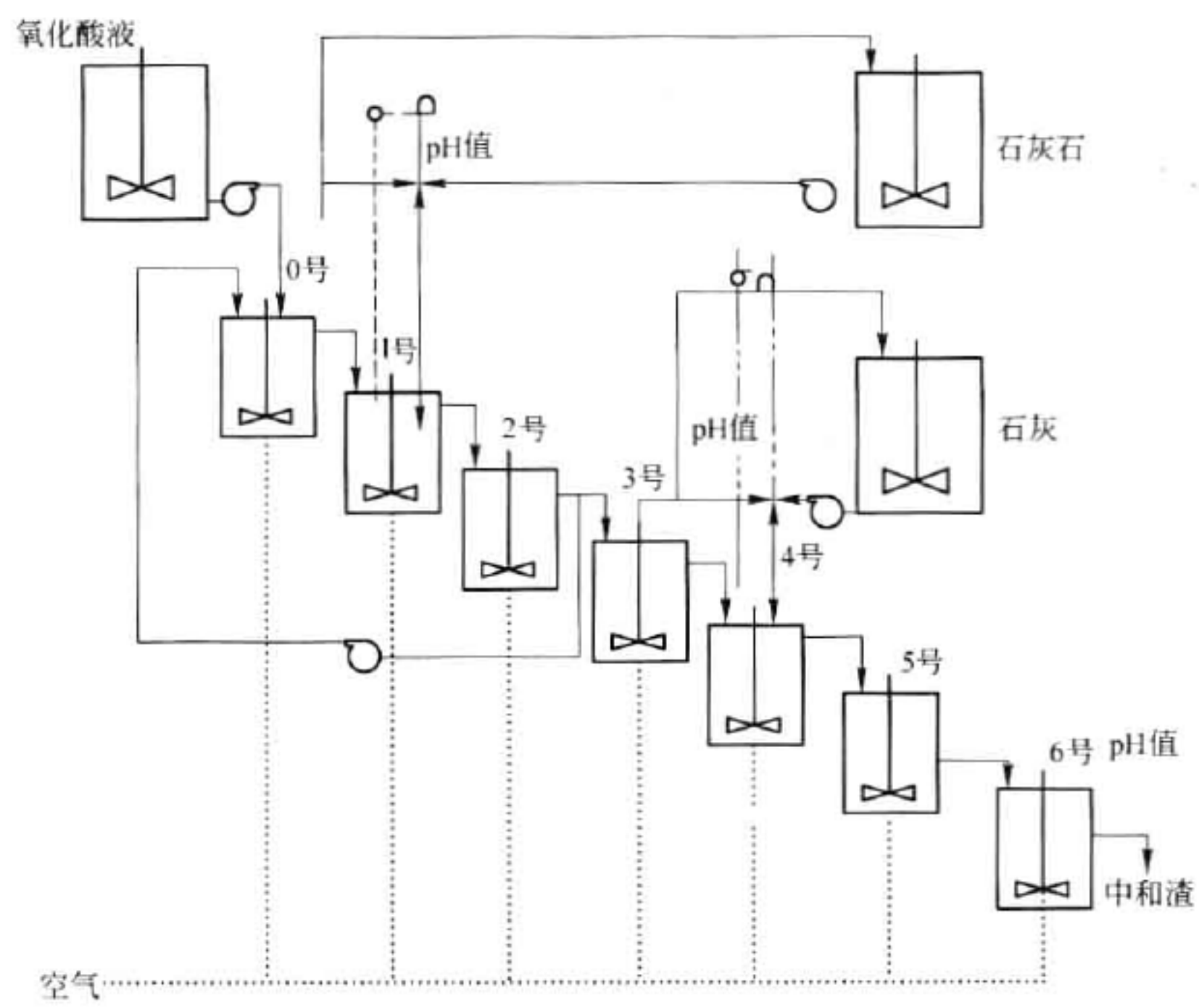


图 28-3 连续中和半工业试验工艺流程

酸性氧化液用定量泵按要求的流量给入 0 号槽,每个槽的停留时间约 1 h,总计反应时间为 7 h。三年来各种硫化矿精矿连续细菌氧化生产的氧化酸液,经过 Biox 法连续中和所得到的结果见表 28-5。

表 28-5 连续中和试验结果

氧化酸液特性				砷质量分数浓度	
$\rho(\text{Fe})/\text{g} \cdot \text{L}^{-1}$	$\rho(\text{As})/\text{g} \cdot \text{L}^{-1}$	摩尔比 Fe/As	pH 值	液 体	中和渣按 TCLP 浸出
8.7 ~ 17.4	2.4 ~ 4.8	3.5 ~ 4.8	1.2 ~ 1.3	$<0.25 \times 10^{-6}$	$(0.5 \sim 1.0) \times 10^{-6}$
10.7 ~ 15.7	0.4 ~ 0.7	25.4 ~ 50.3	1.4 ~ 1.5	$<0.25 \times 10^{-6}$	$<(0.02 \sim 0.84) \times 10^{-6}$
21.9	0.4	70.6	1.5	$<(0.02 \sim 0.03) \times 10^{-6}$	$<(0.02 \sim 0.06) \times 10^{-6}$
25.6	1.2	28.0	1.1	$(0.03 \sim 0.04) \times 10^{-6}$	0.07×10^{-6}

连续中和后产出的液体(回水)和固体(中和渣),在各种条件下均低于环保标准。液体含砷低于 0.5×10^{-6} ,中和渣浸出砷远远低于美国环保署规定的 5×10^{-6} 的标准, $w(\text{As}) < 5 \times 10^{-6}$ 。

B 工业生产实践

Biox 的标准两段中和工艺在 Biox 公司的 5 个黄金矿山细菌氧化厂都已经应用。中和后液体含砷均进行远距离传送和控制,以保证符合当地环保法规的要求。在 Ashanti、Fairview 和 Sao Bento 金矿的细菌氧化厂,均按美国环保署标准的 TCLP 测试方法测定中和渣,测定结果见表 28-6。

表 28-6 工业生产厂含砷中和渣的稳定性

工厂名称	中和渣来源	摩尔比 Fe/As	中和渣按 TCLP 浸出 $w(\text{As})$
Ashanti	Biox 中和系统产出的新鲜中和渣	3	2.00×10^{-6}
Fairview	Biox 中和系统产出的新鲜中和渣	3.4	2.62×10^{-6}
Fairview	中和渣库采取的混合样	4.6	0.86×10^{-6}
Fairview	炭浆厂尾矿	6.0	1.92×10^{-6}
Sao Bento	新鲜中和渣取自浓密机底流	51.0	0.04×10^{-6}
Sao Bento	中和渣和炭浆厂尾矿的混合样	8.7	0.13×10^{-6}

中和渣测定结果表明,没有一个测定数据超过美国环保署的规定标准,即 $w(\text{As}) < 5 \times 10^{-6}$,中和渣堆存是非常稳定的。

28.2.3.3 关于中和渣长期稳定性的试验 mintek

为了检测中和渣在长期堆存的情况下浸出毒性的变化,南非矿冶研究院进行了模拟中和渣在尾矿库长期堆存时,砷的浸出浓度的变化。

试验用两种成分的中和溶液,模仿在不同 pH 值环境中堆存。两种中和溶液的成分见表 28-7。

表 28-7 两种中和溶液的成分

成 分	溶液 1	溶液 2
$\rho(\text{Fe})/\text{g} \cdot \text{L}^{-1}$	33.6	55.6
$\rho(\text{As})/\text{g} \cdot \text{L}^{-1}$	14.3	1.4
铁 - 砷比(分子比)	3.2	53.3

试验方法:烧瓶用玻璃板盖上,让料浆沉降 36 h,然后移出上清液用 ICP-MS 方法分析砷。除去剩余的上清液,要保证上清液不能混有固体。再将原样品料浆加满烧瓶,用去离子水调整 pH 值。装满料浆的烧瓶用磁力搅拌器搅拌,然后放置一定时间。取样分析上清液,除去剩余的上清液。再将原样品料浆加满烧瓶,用去离子水调整 pH 值。按上述操作反复做下去。

这种试验方法的设计是模仿尾矿库的环境,模仿适当的调整剂(用硫酸和石灰代替醋酸),模仿尾矿库的流量(定期地去除上清液,并加满原样品料浆),模仿沉淀物长期保存的条件。

试验工作于 1993 年 7 月开始,一直持续了 2480 天即接近 7 年的时间。几乎每个月都取样分析。

用样品 1 和样品 2 进行的长期稳定性试验结果分别如图 28-4 和图 28-5 所示。

溶液样品 1 所获得的沉淀清楚地表明,当溶液中铁 - 砷比为 3.2 时,生成的沉淀是稳定的。随着 pH 值的上升,砷的活性增大。当 pH 值为 3 时,几乎检测不到砷;当 pH 值为 5 时,溶出砷的质量浓度连续出现在 0.5 ~ 1.0 mg/L 的范围;当 pH 值为 7 时,溶出砷的质量浓度在 2 ~ 4 mg/L 之间;当 pH 值为 9 时,砷质量浓度达到 3 ~ 8 mg/L。尽管总体趋势是长期堆存使砷的活性趋向降低,但是在这个试验的初期阶段,当 pH 值为 7 时,砷的活性迅速上升,到 400 ~ 500 d 时达到顶峰。

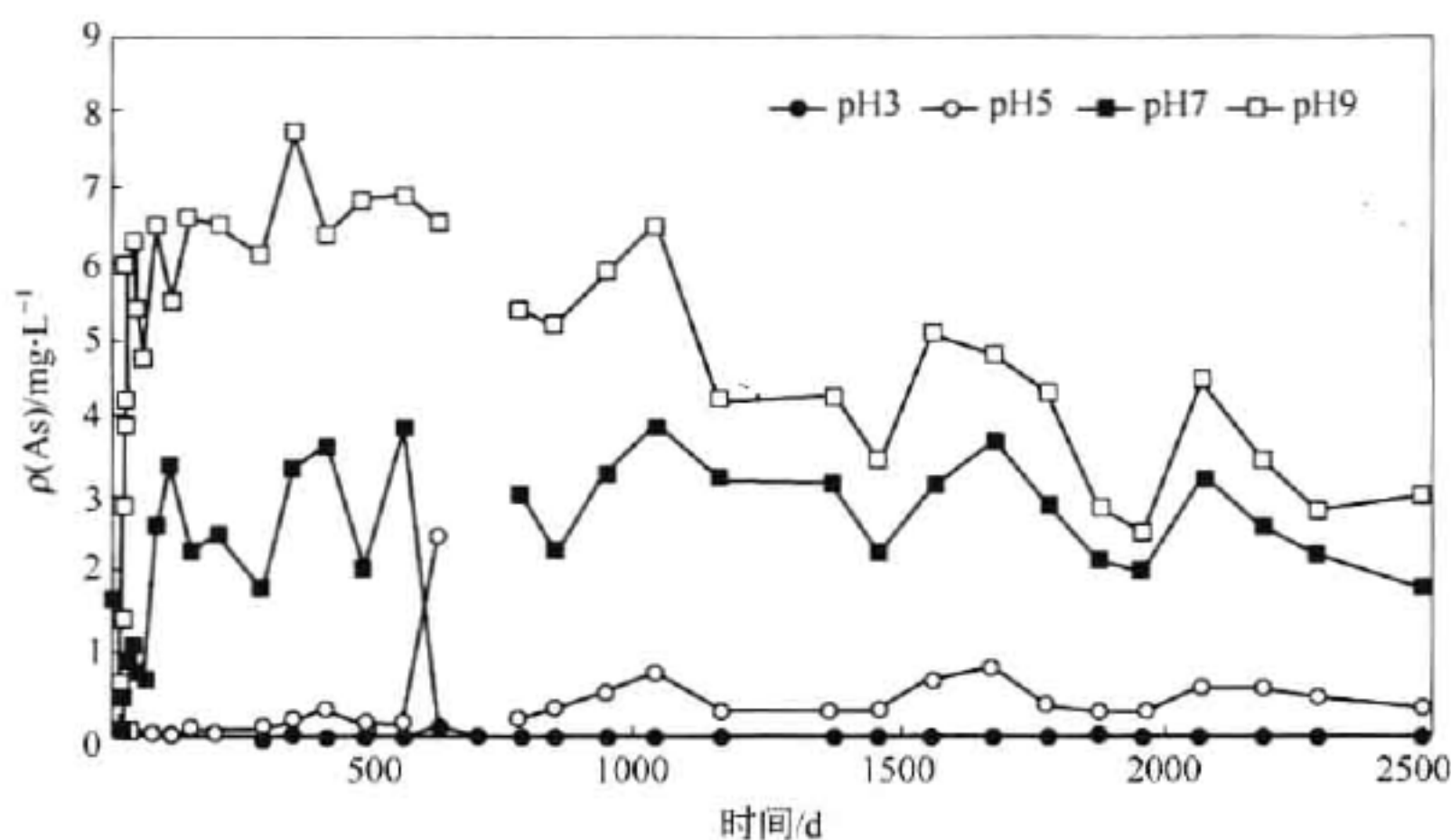


图 28-4 样品 1 (铁砷比 3.2:1) 长期稳定性试验结果

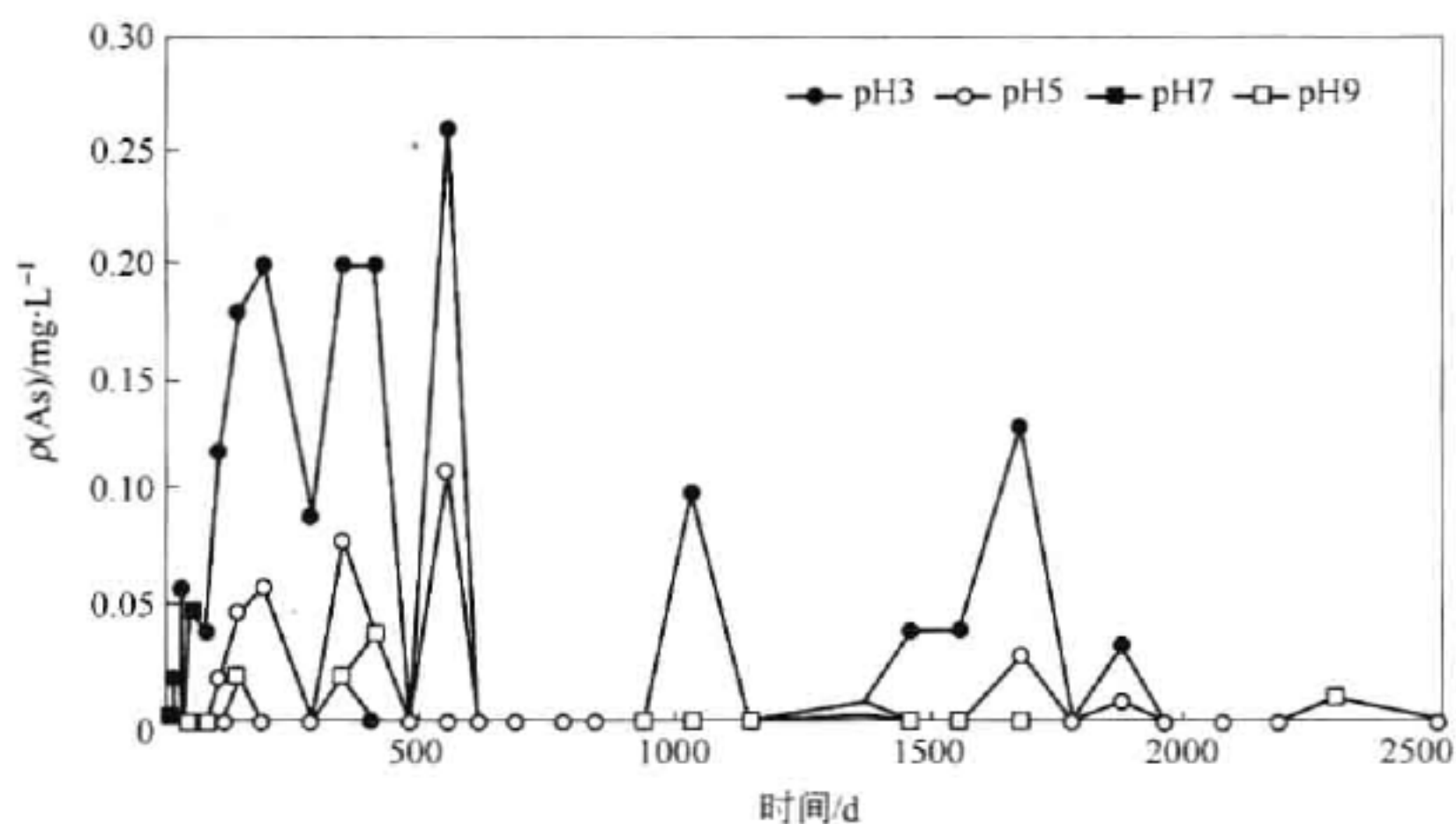


图 28-5 样品 2 (铁砷比 53.3:1) 长期稳定性试验结果

溶液样品 2 所获得的沉淀,其砷的活性在各种 pH 值的条件下都远远低于溶液样品 1 所获得的沉淀。这个结果清楚地表明,沉淀中更高的铁砷比提升了物料的稳定性的。有趣的是当 pH 值为 3 时,在最初两年砷的活性有时会升高,但是检测到的最高的砷质量浓度也只有 0.26 mg/L。当 pH 值为 5 和 9 时,初期砷的活性略有不稳定,但是从长期趋势看,砷的稳定性是上升的。

28.2.4 生物氧化工厂的设计和投产

28.2.4.1 生物氧化工厂的设计

A 生物氧化工艺的选择

多数生物氧化工厂都是用生物氧化反应槽处理浮选金精矿,这是因为难处理金矿石都是原生矿石,容易用浮选法富集,处理金精矿在经济上更合理。生物氧化反应槽的优点是各种操作条件都能够精确地控制,因此,生产连续、稳定,氧化率可以根据需要调节,能够获得理想的生产指标。

精矿品位十分重要,但不是所有矿山都能获得高品位精矿,细菌氧化工艺的一个优点就

是化学反应温度低,含硫较低的精矿也可以满足热平衡,所以,可以接受较低品位的精矿。

生物氧化堆浸法用于低品位铜矿回收铜早已十分成熟。美国纽芒特公司曾对难处理低品位金矿石首先进行生物氧化堆浸,然后将矿石洗涤翻堆后进行氰化堆浸,试验规模达20万吨,取得了良好的效果。但是这一工艺没有在工业上实践,因为纽芒特公司有建成的炭浆厂有富余生产能力,现在纽芒特公司的实际生产工艺为难处理低品位金矿石生物氧化堆浸,堆浸后的矿石进炭浆厂进行常规氰化提金。原矿金品位约3 g/t,金回收率约70%。生产规模约10000 t/d。

B 氧化反应槽的材质

世界上第一个生物氧化厂 Fairview 的氧化槽槽体和叶轮是衬胶的,当时认为制造成本低一些。但实践证明,由于橡胶中含硫,在大量硫杆菌存在的情况下,会使橡胶失去完整性,容易产生突然损坏。必须每半年进行一次放电检查,并进行修补。现在国外氧化槽已全部改为不锈钢。

在选择不锈钢材质时,应考虑水中氯离子含量。尤安密细菌氧化槽的材质选用 SAF2205,其他氯离子低的工厂用过 304L,CCD 浓密机用 SAF2304。

山东天承金业股份有限公司生物氧化厂氧化槽材质与尤安密的相同,辽宁天利公司则全部采用 316 L。烟台黄金冶炼厂生物氧化车间一期工程氧化槽槽体完全用非金属材料制造,内层为聚丙烯板,外层缠绕环氧玻璃钢。二期工程改用普碳钢槽体内衬环氧玻璃钢,几年的生产实践证明,都可以保证正常运转。完全用非金属材料制造的氧化槽由于槽体很大,必须在现场施工,需要精心操作。这种氧化槽槽体散热很少,当精矿含硫很低时,在寒冷地区有利于热平衡。普碳钢槽内衬环氧玻璃钢施工比较方便,投资也最低,但需要严格控制施工质量。氧化槽主轴、叶轮和冷却盘管均采用 316 L 不锈钢。主轴与叶轮的连接螺栓必须选用相同的材质,避免不同材料之间的电化学腐蚀。

生物氧化厂的防腐蚀容器很多,如矿浆调整槽、浓密机、中和槽、滤饼造浆搅拌槽等,这些设备的外壳都可以采用普碳钢内衬环氧玻璃钢,与全部采用不锈钢相比,可以节省大量基建投资。

C 氧化反应槽的充气和搅拌功率

为了保证氧化反应的进行,需要溶解氧的数量是很大的,氧化 1 t 黄铁矿需要 1 t 氧,氧化 1 t 砷黄铁矿需要 0.7 t 氧。由于原料中硫、砷的含量差别很大,要求的氧化率也不同,每吨原料氧化需要的空气量不能机械套用,必须经过计算。

氧从大气状态传递到溶液中成为溶解氧的数量必须大于氧化反应需要的数量。氧化槽中溶解氧的质量分数大于 2×10^{-6} 就可以满足需要。设计上一般把氧的传递效率定为 25%,实践证明氧的传递效率要更高一些。从技术上看,传递效率低的原因有以下几点:

- (1) 氧在水中的溶解性能就很低。一般空气中氧在水中的溶解度只有 $(5.5 \sim 9) \times 10^{-6}$ 。
- (2) 氧在矿浆中的溶解性能比在水中还要低。
- (3) 设计上无论是氧化槽的高度或者是搅拌器的性能都不可能达到最佳状态。

向氧化槽供给空气的方法,多数工厂是采用高压鼓风机或低压空压机,通过叶轮搅拌的方式向矿浆中分散空气。Fairview 最初采用放射状叶轮,Sao Bento 改为轴流式叶轮,轴流式叶轮搅拌力强、空气分散好、氧利用率高、功效高、矿浆悬浮性好,经测定,轴流式叶轮比 Fairview 的放射状叶轮的氧利用率提高了 35%。

在生物氧化过程中,一级氧化所消耗的氧要比二级氧化大得多,所以一级氧化反应器的叶轮搅拌功率应当大于二级氧化。

我国初期设计的生物氧化槽多沿用轴流式双层叶轮的搅拌槽。对于生物氧化反应槽而言,这种结构不尽合理。生物氧化槽搅拌叶轮的主要功能是向矿浆中分散空气,增加氧向矿浆中的传递速度,增加氧的利用率。从这种功能考虑,单层叶轮轴流式搅拌槽更为合理,而且搅拌功率不宜太小。

山东天承金业股份有限公司生物氧化厂有 $\phi 10 \times 10$ m 氧化槽 6 台,一级氧化槽 3 台,安装功率 185 kW,二级氧化 3 台,安装功率分别为 185 kW、132 kW 和 90 kW。

烟台黄金冶炼厂的氧化槽靠单独的空气分散器分散空气,搅拌叶轮的功率很小。虽然投产初期效果很好,但是长期生产实践证明,空气分散器的结垢,会严重影响空气分散效果。

供气对细菌浸出十分重要。停止供气会造成严重的影响,甚至恢复供气以后也不能立即恢复细菌的活性。实践证明,停车一、二个小时对生产不会发生大的影响。设计中必须考虑有备用风机和备用电源。由于风机投资比较高而且运转率也很高,有的工厂只备用维持细菌活性的小风机,主风机停车时,停止给矿,氧化槽继续少量供风运转。主风机没有备用。

D 氧化反应槽的加热和冷却

虽然在投产开车时氧化槽需要加热,以保证细菌生长和进行氧化反应,但是在正常生产条件下,氧化槽内的多余的热量必须传递出去。在冬季不需采暖的地区,可以采取临时措施,不必要为此建设专用锅炉房。

化学反应产生的热量取决于矿物种类和硫化物的氧化率,黄铁矿氧化生成热量为 12884 kJ/kg,砷黄铁矿生成热量为 9415 kJ/kg。搅拌和日晒也会产生热量,但与上述热量相比,所占比例很小。

系统中的热损失主要有五个方面:(1) 传导损失热;(2) 进料吸收热;(3) 排出物料带走热;(4) 空气带走水蒸气的蒸发热;(5) 氧化槽表面蒸发损失热。热损失还受当地气温变化和风速的影响,氧化槽的材质对于热量平衡影响也很大。

采用槽内冷却排管与槽外冷却塔循环是控制反应温度的主要方法。如果选用非金属槽体,槽内排管就成了控制反应温度的唯一选择。在有条件的地方,直接用地下水或河水冷却可能成本更低。江西三和生物氧化厂选用不锈钢反应槽,利用河水在氧化槽外壳形成水幕,水幕的操作根据气候条件控制。这种结构非常简单,但是水幕能否除去那么多热量,是否需要增加槽内冷却排管,需要进行计算。中国自主培育的中等嗜热菌种的氧化温度高,与大气气温的温差大,如果能采用河水或地下水冷却,由于这种水的温度比冷却塔出水温度低,完全有可能减少甚至取消氧化槽内的冷却排管,这对降低氧化槽投资、简化氧化槽结构具有重大意义。澳大利亚 Youanmi 生物氧化厂就是用水幕冷却的。

排管设计必须考虑容易取出和更换,还要用除垢剂保证排管的传热效率。除垢剂不能对细菌产生毒性。根据中国几年来的生产实践,槽内冷却排管在生产几年以后均会出现结垢现象,结垢的主要成分是黄钾铁矾。

E 给料控制、培养基和药剂添加、投产时菌种的逐级接种

精矿在进入微生物氧化工艺之前必须有一个调整槽。精矿从浓密机中以 50% 的浓度给入调整槽,在此加水稀释到要求的浓度,配制好的培养基在此加入,如果需要调整生物氧化槽的 pH 值,就需要在调整槽内加入硫酸或从洗涤系统返回酸液。调整后的矿浆给入一

级氧化槽上的三分器,分别给入三个一级氧化槽。为了保证氧化槽各种工艺条件的稳定,进入氧化槽的金精矿量、水量和矿浆浓度需要自动控制。

培养基从固体状态先在制备槽中加清水溶解,然后给入调整槽上的加药槽。培养基都是价格便宜的氮、磷、钾、镁等农用化肥,通过计量给入调整槽。

每一个生物氧化厂投产时,都必须有将试验室的菌种向工业设备中移植和放大(接种)的过程。这个过程必须在工厂设计时一并考虑。南非 Vaal Reefs 半工业试验厂的生物氧化槽容积为 125 m^3 ,它是先在 1 m^3 、 5 m^3 、 25 m^3 的接种槽批量放大培养,然后才进入 125 m^3 的氧化槽中。

对于一个生产厂而言,接种槽只在投产时使用一次,在设计中没有必要设计专用的接种槽,它可以充分利用已有设备,略加一些临时设施来解决。烟台黄金冶炼厂的细菌氧化接种工作是将培养基制备槽、加药槽和调整槽按细菌氧化槽的要求制作,增加防腐、充气、加热功能,再增加少量临时设施。菌种从试验室向工厂放大的方法是首先在试验室几升容积的细菌氧化槽中培养出含有培养基和少量金精矿的菌液,菌液可以在较大容器内放置十几天或更长一些,以便将菌液积累到几十升到 100 L 。先在 1 m^3 药剂制备槽中加入 400 L 制备好的培养基加热至规定温度,然后将这些菌液作为菌种加入药剂制备槽中,控制温度、充气、搅拌,测定氧化还原电位、 Fe^{2+} 和 Fe^{3+} 浓度。待测定指标达到规定数值后,加入少量金精矿继续氧化。待测定指标达到规定数值后,即可作为下一级接种的菌种。由于没有专用的接种槽,每一级放大的倍数是不固定的,临时接种槽的使用容积也可能先用 $1/2$ 或 $1/3$,然后再放大到满槽。实践证明,这种措施省去了专用的接种槽,也完全能够满足接种要求。

接种放大倍数越小,需要的时间越短,每次接种放大的倍数在 5 倍左右,最好不大于 10 倍。按照上述设计和操作方法,从试验室到工厂大设备的接种时间,大约 30 天左右可以完成。

现在国内生物氧化厂已经很多,如果能从其他工厂运来较大体积的菌液,就可以直接用调整槽作为接种槽,省掉临时设施。

F 氧化槽配置

为了减少物料短路,理论上需要 4 段氧化槽,设计上将一段氧化槽称为一级氧化,二、三、四段氧化槽称为二级氧化。氧化槽设计多数采用 6 槽,前 3 槽并联为一级氧化,后 3 槽串联为二级氧化。贵州锦丰生物氧化厂设计为 16 槽,分两个系列,前 4 槽为一级氧化,后 4 槽为二级氧化。第一段氧化时间是其他各段的 3~4 倍,一方面是为了保证矿浆进入下一段之前细菌的生长,同时也提供较大的缓冲能力,消除新给料的不利因素。例如:新给料中若含有消耗酸的碳酸盐矿物,第一段的 pH 值就可能升高,因此就需要加酸;但是如果设计第一段氧化时间比较长,就有可能利用黄铁矿氧化产生的酸平衡这部分酸耗。砷黄铁矿在开始溶解时也是耗酸的。

虽然第一段氧化槽容积比以后的氧化槽大,但氧化槽的规格通常是相同的。氧化槽规格统一有许多好处,它可以使流程灵活,氧化槽之间可以互为备用。同时有利于备件和检修。

氧化槽可以是阶梯式配置,也可以配置在同一个平面上,同一平面配置靠空气提升从底部排矿,空气提升消耗气量很小,不需要另设气源,空气流量很容易自动调节。烟台黄金冶炼厂原有 6 台氧化槽为阶梯配置,扩建的后 3 台配置在同一平面上,用空气提升从底部排

矿。与阶梯式溢流排矿相比,这种配置有许多优越性:

(1) 氧化槽可以配置在一个平面上,不仅操作方便,而且容易更改流程。

(2) 氧化槽不会产生底部沉淀,不会出现槽内浓度上下不一致的情况,氧化槽容积可以充分利用。

(3) 氧化槽可以作为临时缓冲容器,当下游工序必须停车检修或处理事故时,氧化槽的液位可以升高一些,暂时不排矿。

阶梯式配置靠溢流排矿,在搅拌功率比较大的情况下,氧化槽底部可以没有沉淀,而且避免粗颗粒矿的短路。但是中国自主设计的氧化槽搅拌功率都较小,很难避免底部沉矿,在这种情况下,加一个底部空气提升排料管,就可以有效地防止底部沉矿。这时氧化槽仍然靠溢流口控制液面,空气提升的气量无需调节。

G 浸出溶液的中和工艺

中和作业是生物氧化工厂的重要工序,它的作用是控制中和渣的化学稳定性和回水质量,控制合理的石灰石和石灰用量,加快中和渣的沉降速度。因此,应当向中和槽通入少量空气,维持槽内氧化性气氛;向第一槽返回少量中和料液作为晶种,增大中和渣粒度;保证有足够的反应时间;控制好各段料浆的 pH 值。

如果中和渣采用压滤机干式排放,最好选用隔膜式压滤机。这种压滤机的滤饼比较干,运输过程可以防止对道路的污染。

H 检测和控制

向氧化槽供给足够量的空气是维持生物氧化工厂正常运转的重要条件。各段生物氧化槽的功能不同,需氧量也有很大差别。每台氧化槽的供气管道上必须安装空气流量表,槽内安装可以耐受矿浆的腐蚀的溶氧量探针,操作人员按照矿浆溶氧量不小于 2×10^{-6} 的指标,控制和调节给入氧化槽的空气流量。在没有溶氧量仪表的情况下,一级氧化槽的空气流量应当明显大于二级氧化槽。

从排出空气中测定空气中氧的损失量和二氧化碳浓度,也是测定氧化槽工艺性能的很有用的仪表。可以根据情况设置。

氧化还原电位是衡量微生物氧化效果的重要指标,除了在仪表室显示各槽电位数值外,还必须有专人每班滴定 Fe^{3+} 和 Fe^{2+} 的浓度,必要时还需要用手提式氧化还原电位计验证各槽的氧化还原电位,以便随时掌握和调整生产技术条件。

矿浆 pH 值也是影响氧化效果的重要因素。特别是在需要加酸或需要返回酸性溶液的工厂,更需要根据矿浆 pH 值数值随时进行调整。中国的 CCGRI 嗜中温菌种在 pH 值小于 1 的情况下也能保持强壮生长状态,与国外类似工厂相比,矿浆 pH 值更低一些。

根据设定的温度值,用改变冷却水泵流量的方法控制氧化槽的温度。冷却水返回氧化槽之前先经过冷却塔。氧化槽体积很大,热容量也大。操作中矿浆温度波动很小,而且波动速度也很慢。中国的 CCGRI 嗜中温菌种对温度变化的适应性很强,随着外界气温的变化,氧化反应温度允许在一定范围内波动。

仪表室是全厂的信息中心,不仅有反映生产情况的各种数据,而且有全厂重点岗位的摄像,在仪表室应当能够看到全厂的数质量流程图和水量平衡图,管理人员在仪表室就应当能够了解和指挥生产。氧化槽操作很稳定,一般配置在室外,不需要专人看管。定时在现场取样的工人应当顺便了解有无特殊情况。

化学分析室除了化验原矿、产品和部分中间产品的金、银品位外,还必须化验原矿和氧化渣的砷、铁、硫,以便及时掌握氧化的效果。

I 氧化渣的逆流洗涤

难浸金精矿经过细菌氧化以后,包裹金的各种硫化矿载体已被分解,大部分硫、铁、砷及各种有害离子已进入溶液,微细粒金得到了充分暴露。洗涤工序的作用就是将溶液和氧化渣进行固液分离。最大限度地提高洗涤率、降低进入氰化系统的有害离子含量和细菌尸体含量,这对降低氰化工序中氰化钠和消泡剂的消耗具有重要意义。如果让过多的含菌溶液和有害离子进入氰化,将可能引起氰化操作条件的紊乱。细菌残骸的不利影响经常在氰化作业中反映非常明显,它被认为是细胞溶化产生的顽固多泡型泡沫,使氰化浸出槽出现严重的冒槽现象。消泡剂可以有效地抑制这种泡沫,是消除这种现象的有效手段。氧化渣中未被洗去的有害离子和未被氧化的硫化物有可能使氰化物消耗增加,也可能使金回收率略有降低。在这种情况下,加铅盐可能会缓解。

国外洗涤工艺普遍采用 CCD 流程,即用三台单层浓密机进行三段逆流洗涤。近年来国内黄金氰化厂大量使用厢式压滤机,厢式压滤机的优点是价格低、易防腐、能洗涤滤饼。烟台黄金冶炼厂生物氧化车间采用一台浓密机和两台厢式压滤机进行五段洗涤(包括压滤以后用清水洗涤滤饼),洗涤效率要比国外洗涤流程高、洗水量少。实践证明,采用这种洗涤流程的氰化钠消耗低于三台浓密机洗涤流程。但是厢式压滤机需要人工操作,对于生产规模很大的生物氧化厂而言,采用 CCD 工艺可能更合理。

为了减少浓密机面积和最大限度地降低浓密机溢流中的固体含量,正确地选择絮凝剂十分重要。氧化渣浓密必须使用阳离子絮凝剂,与阴离子和非离子絮凝剂相比,高分子阳离子絮凝剂更容易降解,制备成溶液以后不能存放太长时间。铁离子能加快絮凝剂降解,制备容器最好选用不锈钢或塑料材质。浓密机溢流中不应当检测出固体含量,中和渣含金应当在 0.1 g/t 以下。

J 回水系统

对于以收购金精矿为原料的黄金冶炼厂,生物氧化车间的水平衡很简单。这种车间的原料和产品都是过滤产品,而且氧化渣和中和渣的质量大于金精矿的质量,带走的水量也大于金精矿。车间回水可以全部返回,做到废水零排放。工厂回水系统最好是将中和渣过滤回水用到磨矿,磨矿后浓密机脱药溢流水用到洗涤系统。

需要特别注意的是生物氧化车间和氰化车间的回水必须严格分开。氰化车间回水一旦进入生物氧化系统,将可能使生物氧化系统完全瘫痪。两个车间的冲洗地面水和水沟的排放要严格分开。

氰化车间理论上可以做到不排放废水,但必须严格管理,而且应当加大贵液池的缓冲容积。必要时可以不定期少量处理含氰废水。

对于与选矿厂建设在一起的生物氧化车间,中和渣可以与浮选厂尾矿一起排放,统一回水。

K 流程中加重选

如果生物氧化车间的原料中含有粗颗粒金,应当在磨矿系统中增加重选作业。加纳阿山提(Ashanti)生物氧化厂在前面的选矿工艺中用重选法回收 16% 的黄金。江西三和金业公司的金精矿原料中单体金多,金的粒度粗细不均,其中 +37 μm 占 43.1%,投产以后氧

化槽中出现了比较严重的粗粒金沉积积累,设计中应当吸取教训。据报道,在10个 Biox 生物氧化提金工厂当中,有5个工厂在生物氧化作业之后、氧化渣逆流洗涤之前安装了尼尔森选矿机,先用重选回收单体金,然后再进入氰化回收金。加纳阿山提金矿采用重选,使黄金回收率提高了4%~5%,有力地说明了氧化渣先重选后氰化的优越性。在生物氧化作业之后安装尼尔森选矿机的还有南非的 Fairview、巴西的 Sao Bento、澳大利亚的 Beaconsfield、加纳的 Bogoso。

经过生物氧化后的氧化渣 pH 值低于2,尼尔森选矿机必须用不锈钢制造。由于生物氧化工厂的生产能力都不太大,可以选用间断排料的尼尔森选矿机。

L 尾渣处理

生物氧化提金工厂的尾渣是中和渣和氰化渣。在没有其他处理方法时,应当设尾矿库堆存。由于氰化渣的水分中含氰,尾矿库必须设防渗膜。从尾矿库排出的水必须经过处理后才能外排。与选矿厂设在一起的生物氧化提金厂,氰化渣也应单独设尾矿库。

中和渣经过实际生产验证,按照《危险废物鉴别标准》(GB5085—2007)危险废物鉴别标准检测,其各项指标均未超出标准,应当可以用于其他用途。烟台黄金冶炼厂生物氧化车间建设时,也曾选择了尾矿库,后经烟台市环保局建议,将中和渣用做掩埋城市垃圾的物料,避免垃圾场蚊蝇滋生和散发有害气味。该厂产出的氰化渣与常规氰化的氰化渣一起出售,统一回收其中的硫和铁。所以该厂没有尾矿库。天利生物氧化厂也曾用中和渣填埋低地。

M 生物氧化—氰化提金工厂的配置设计

生物氧化—氰化提金工厂除了在寒冷地区外,大部分设备都可以露天配置,配置设计的灵活性比较大。生产实践证明,在经常有人操作的岗位,如压滤机操作台,还是有简易的雨篷为好。随着自动化仪表的完善,许多岗位不需要操作人员,露天配置可以节省大量建设费用。

在寒冷地区,除了氧化槽可以露天配置外,其他设备应有厂房。氧化槽槽体的选择应当根据原矿含硫品位进行热平衡计算,必要时应当选用传热效率较低的材料。如果浓密机外壁露天,也应当进行热平衡计算。哈萨克斯坦 Suzdul 生物氧化工厂地区最低温度 -45°C ,氧化槽操作平台是密闭的,设计上要考虑方便取样和检修。

当生物氧化和氰化设备在厂房内布置时,由于生产物料会散发蒸汽,厂房的通风十分重要,厂房应当设天窗,保持室内通风换气。天窗打开的面积随着气候的变化,应当是可调的。

当氰化工艺采用尾矿过滤、含氰污水循环利用时,氰化车间的水量平衡十分重要,任何多余的含氰污水都需要高成本处理,在降雨量比较大的地区,氰化逆流洗涤浓密机应当防雨。

N 环保标准

在细菌氧化过程中,砷、硫和许多重金属溶解。洗涤溶液需要用石灰石和(或)石灰中和沉淀,使砷、硫和重金属沉淀进入中和渣。

中和通常以两段完成,即第一段先中和到 pH 值为5,然后进行第二段中和,使 pH 值达到7左右。这样做的好处是在弱酸性条件下,借助溶液中较高的铁砷比,首先沉淀砷酸铁。试验研究表明,砷酸铁沉淀物是稳定的,当溶液中初始的 $\text{Fe}^{3+}:\text{As}^{5+}$ 超过3:1时,砷酸铁的溶解度小于 5×10^{-6} 。

28.2.4.2 生物氧化工艺流程的设计

生物氧化工艺流程的设计与原料性质的关系十分密切,设计计算必须以试验研究报告为依据,不能只按照生产规模直接套用。由于对生物氧化工厂的设计计算还缺乏系统地研究,目前还没有严格科学的计算方法,以下的计算方法只能作为参考。

A 工艺流程中数质量平衡的计算

原料中硫、砷、铁的品位及其氧化率和碳酸盐的含量是影响工艺流程数质量平衡计算的重要因素。当原料中的这些因素有较大波动时,设计中应当考虑上下波动范围。氧化槽的充气量和中和作业的石灰用量应当按照硫、砷、铁品位较高时计算,因为,在这种情况下,需要的充气量大、精矿失重大、需要中和的离子也多。而氧化渣的过滤洗涤以及氰化设备的选择则应当按照硫、砷、铁品位较低时计算,在这种情况下,精矿失重小,氧化渣的产率大。

B 关于氧化率的定义

在生物氧化的计算当中,硫、铁、砷的氧化率是一项最重要的原始数据。通常按下述方法计算:

$$\varepsilon = 100 - \frac{\gamma \times \beta_2}{\beta_1}$$

式中 ε ——元素的氧化率,%;

γ ——氧化渣产率,%;

β_1 ——原矿中该元素的品位,%;

β_2 ——氧化渣中该元素的品位,%。

在实践中这种计算方法有时不能反映该元素的真实氧化率。因为,在生物氧化反应当中,硫、铁、砷除了被氧化后进入溶液以外,还有一部分被氧化后与其他成分生成沉淀进入氧化渣。所以,氧化渣中的硫、铁、砷除了没有被氧化的硫化物之外,还有已经氧化的硫、铁、砷。例如硫酸钙、硫酸镁、黄钾铁矾、砷酸铁等。

氧化率是计算生物氧化需氧量和化学反应生成热的最重要的依据,正确的氧化率计算中 β_1 和 β_2 应当是原料和氧化渣的硫化物中该元素的品位。它的含义是原料中的硫化物被氧化为氧化物的百分数。这个数字既包括溶液中的氧化物,也包括渣中的氧化物,所以 β_2 的数值应当仅仅是氧化渣的硫化物中该元素的品位。它应当通过物相分析的方法得到。研究单位的试验报告中应当提供这种物相分析的数据。正确的氧化率计算中 β_1 和 β_2 的定义应当是: β_1 为原矿的硫化物中该元素的品位; β_2 为氧化渣的硫化物中该元素的品位。

C 氧化槽选择计算

a 氧化槽的工作总容积

$$V = Q \left(\frac{1}{\delta} + \frac{100 - C}{C} \right) t \times k$$

式中 V ——氧化槽容积, m^3 ;

Q ——日处理量,t/d;

δ ——矿石相对密度;

C ——矿浆浓度,%;

t ——生物氧化时间,d;

k ——空气容积系数,按 1.1 计算。

b 氧化槽数量和规格

氧化槽传统的配置方式是选用 6 台氧化槽,前 3 台并联,后 3 台串联。当生产能力很大时也可以选用 7 台或 8 台,并且可以选用多系列配置。目前看到最大的氧化槽是 1500 m^3 , 如果需要,当然还可以设计更大规格的氧化槽。但是大规格氧化槽的槽体高度大,供气的压力也大,单位体积的供气功率消耗可能增大。所以生产规模大的生物氧化厂,多采用多系列配置。在确定氧化槽高度时应当考虑留有 $0.5 \sim 1 \text{ m}$ 的泡沫层的高度。氧化槽的工作容积不包括这部分体积。

D 生物氧化需氧量和充气量计算

a 生物氧化需氧量计算方法一

生物氧化需氧量随着原料中硫、砷、铁的含量不同以及要求的氧化率不同而变化,根据原料的多元素分析和试验报告中要求的氧化率进行计算(氧化率的计算应当包括溶液中的氧化物和氧化渣中的氧化物)。其中铁氧化到 3 价,砷氧化到 5 价,硫氧化到 6 价。原矿中如果有其他需要氧化的矿物,可以以此类推。

$$Q_{\text{OX}} = Q \sum [(0.53\beta_{\text{As}}\varepsilon_{\text{As}}) + (1.5\beta_{\text{S}}\varepsilon_{\text{S}}) + (0.43\beta_{\text{Fe}}\varepsilon_{\text{Fe}}) + \cdots]$$

式中 Q_{OX} ——生物氧化需氧量, t/d ;

Q ——生物氧化原矿处理量, t/d ;

β_{As} ——原矿中 As 品位, %;

ε_{As} ——试验要求的 As 氧化率, %;

β_{S} ——原矿中 S 品位, %;

ε_{S} ——试验要求的 S 氧化率, %;

β_{Fe} ——原矿中 Fe 品位, %;

ε_{Fe} ——试验要求的 Fe 氧化率, %。

b 生物氧化需氧量计算方法二

生物氧化需氧量还可以根据各种矿物的氧化率进行计算。硫化物完全氧化的耗氧系数见表 28-8。

表 28-8 硫化物完全氧化的耗氧系数

矿 物	纯矿物 S 品位/%	矿物耗氧量 $K_{\text{MOX}}/\text{kg} \cdot \text{kg}^{-1}$
黄铁矿 ^①	FeS_2	53.45
磁黄铁矿 ^②	FeS	36.47
砷黄铁矿	FeAsS	19.69
黄铜矿	CuFeS_2	34.94
斑铜矿	Cu_5FeS_4	25.56
铜蓝	CuS	33.54
辉铜矿	Cu_2S	20.14
闪锌矿	ZnS	32.90

① 黄铁矿与白铁矿的化学分子式相同。

② 实际磁黄铁矿的铁与硫分子比小于 1,含硫品位可达 39% ~ 40%。

生物氧化需氧量是各种硫化矿物的含量及其氧化率和它的单位矿物耗氧量乘积的总和。

$$Q_{\text{ox}} = Q \sum [(\beta_1 \varepsilon_1) + (0.82\beta_2 \varepsilon_2)(0.688\beta_3 \varepsilon_3) + \cdots]$$

式中 Q_{ox} ——生物氧化需氧量, t/d;
 Q ——生物氧化原矿处理量, t/d;
 β_1 ——原矿中黄铁矿含量(包括白铁矿), %;
 ε_1 ——黄铁矿试验要求的氧化率, %;
 β_2 ——原矿中磁黄铁矿含量, %;
 ε_2 ——磁黄铁矿试验要求的氧化率, %;
 β_3 ——原矿中砷黄铁矿含量, %;
 ε_3 ——砷黄铁矿试验要求的氧化率, %。

E 生物氧化槽充气量计算

在标准状态下空气中氧质量分数为 23.15%, 空气密度为 1.2929 kg/m³(标态)。据此可以计算出生物氧化需要的空气量。但是在生物氧化槽中空气的实际利用率是很低的, 它随着充气方式及其他因素不同而变化, 在设计计算中, 空气利用率按 25% 计算。为了便于选择空气压缩机, 充气量单位以 m³/min 表示。

$$Q_{\text{air}} = Q_{\text{ox}} \frac{1000}{0.2315 \times 1.2929 \times 0.25 \times 1440} = 9.28 Q_{\text{ox}}$$

式中 Q_{air} ——生物氧化槽充气量, m³/min;
 Q_{ox} ——生物氧化需氧量, t/d。

F 生物氧化反应生成热计算

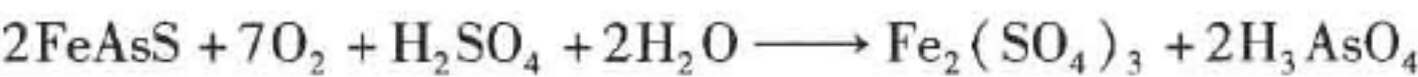
生物氧化反应生成热主要是黄铁矿、磁黄铁矿、砷黄铁矿氧化反应的生成热。这些生成热是根据小型试验得出的各种矿物的氧化率, 通过平衡参与反应的各种物质的热焓计算得出的。三种矿物的反应生成热分别计算如下:



$$\begin{aligned} \Delta H &= [2 \times (-2582.99) + 2 \times (-813.99)] - [4 \times (-177.4) + 2 \times (-258.83)] \\ &= -5512.70 \text{ kJ/mol} \end{aligned}$$



$$\begin{aligned} \Delta H &= [2 \times (-2582.99) + 2 \times (-258.83)] - [4 \times (-95.06) + 2 \times (-813.99)] \\ &= -3729.42 \text{ kJ/mol} \end{aligned}$$



$$\begin{aligned} \Delta H &= [(-2582.99) + 2 \times (-902.49)] - [2 \times (-41.84) + (-813.99) + 2 \times (-258.83)] \\ &= -2918.64 \text{ kJ/mol} \end{aligned}$$

按照各种矿物的摩尔量换算的氧化反应生成热数据见表 28-9。

表 28-9 生物氧化反应生成热计算数据

矿 物	$w(\text{S})/\%$	反应热/kJ · kg ⁻¹		耗氧量(硫) /kg · kg ⁻¹	耗硫酸量(矿物) /kg · kg ⁻¹
		矿 物	硫		
FeS ₂	53.45	-11488	-21493	1.87	-0.409
FeS	36.47	-10605	-29080	2.25	0.557
FeAsS	19.69	-8962	-45515	3.49	0.301

续表 28-9

矿 物	$w(S)/\%$	反应热/ $\text{kJ} \cdot \text{kg}^{-1}$		耗氧量(硫) / $\text{kg} \cdot \text{kg}^{-1}$	耗硫酸量(矿物) / $\text{kg} \cdot \text{kg}^{-1}$
		矿 物	硫		
$\text{Ca}(\text{Fe}, \text{Mg})(\text{CO}_3)_2$	—	-219.2			0.979
FeCO_3		-326.7		0.069 ^①	1.267

① 从 Fe^{2+} 氧化到 Fe^{3+} , 单位为 $\text{kg}/\text{kg}_{\text{矿物}}$ 。

在实际生产中,氧化槽中生物氧化反应生成热的计算方法如下:

$$H_1 = Q \times \frac{1}{24} \sum [(11488\beta_{\text{FeS}_2}\varepsilon_{\text{FeS}_2}) + (10605\beta_{\text{FeS}}\varepsilon_{\text{FeS}}) + (8962\beta_{\text{FeAsS}}\varepsilon_{\text{FeAsS}}) + \cdots]$$

式中 H_1 ——氧化槽中生物氧化生成热, kJ/h ;

Q ——生物氧化原矿处理量, t/d ;

β_{FeS_2} ——每吨原矿中黄铁矿含量, kg ;

$\varepsilon_{\text{FeS}_2}$ ——试验要求黄铁矿氧化率, %;

β_{FeS} ——每吨原矿中磁黄铁矿含量, kg ;

ε_{FeS} ——试验要求磁黄铁矿氧化率, %;

β_{FeAsS} ——每吨原矿中砷黄铁矿含量, kg ;

$\varepsilon_{\text{FeAsS}}$ ——试验要求砷黄铁矿氧化率, %。

G 生物氧化物料平衡计算

a 氧化渣产率计算

在生物氧化工厂,氧化渣产率直接影响以下各工序的设计计算和金属平衡。使氧化渣产率下降的主要因素是各种金属硫化物的氧化溶解和一些金属氧化物的溶解。使氧化渣产率上升的主要因素是钙、镁碳酸盐的分解并生成硫酸盐。设计计算时,氧化渣产率主要是根据试验报告提供的数据,直接用金品位计算,即:

$$\gamma_{\text{ox}} = \frac{\beta}{\beta_{\text{ox}}} \times 100$$

式中 γ_{ox} ——氧化渣产率, %;

β ——原矿金品, g/t ;

β_{ox} ——氧化渣金品位, g/t 。

b 中和渣产率、产量和石灰消耗量计算

中和渣产率理论计算与实际生产数据往往有一些差距,这是因为使用的石灰纯度变化比较大,石灰加入量与理论加入量也有差距。中和渣产率的概略计算方法是首先设定溶液中的砷全部生成 FeAsO_4 , 剩余的铁全部生成 $\text{Fe}(\text{OH})_3$, 硫酸根全部生成 $\text{CaSO}_4 \cdot 2\text{H}_2\text{O}$ 。这种计算方法与实际化学反应不完全一致,但是由于其他因素的误差更大,这种计算结果可以作为计算中和渣产率的基数。

$$\gamma_{\text{neu}} = k[2.17\beta_{\text{As}}\varepsilon_{\text{As}} + 1.91(\beta_{\text{Fe}}\varepsilon_{\text{Fe}} - 0.75\beta_{\text{As}}\varepsilon_{\text{As}}) + 5.38\beta_{\text{S}}\varepsilon_{\text{S}}]$$

式中 γ_{neu} ——中和渣产率, %;

k ——石灰纯度及添加量引起的大于 1 的系数;

β_{As} ——原矿砷品位, %;

ε_{As} ——砷氧化率, %;

β_{Fe} ——原矿铁品位, %;

ε_{Fe} ——铁氧化率, %;

β_S ——硫原矿品位, %;

ε_S ——硫氧化率, %。

如果采用压滤机对中和渣进行过滤, 滤饼水分为 50% 左右。

理论石灰消耗量可以按被氧化的硫全部生成硫酸钙计算。如果原矿中碳酸盐含量比较高, 应当减去在氧化渣中沉淀的硫酸盐。

H 生物氧化—氰化提金工厂生产报表的设定计算

a 生产日报表内容及格式

工厂的生产报表是反映生产真实情况、指导生产的重要依据, 也是向各级管理部门报送的重要材料。随着计算技术的开发, 现在的生产报表已经不需要人工计算, 只要把原始数据输入计算机, 全部计算结果和累计数字就会自动出现。生产报表格式见表 28-10, 生成报表的计算方法按计算公式输入。

表 28-10 生物氧化—氰化提金厂生产日报表

班次	金精矿			氧化渣			中和渣			氰化渣		贵 液		
	矿量 /t	品位 /g·t ⁻¹	金属量 /g	矿量 /t	品位 /g·t ⁻¹	金属量 /g	矿量 /t	品位 /g·t ⁻¹	金属量 /g	品位 /g·t ⁻¹	金属量 /g	数量 /m ³	品位 /g·m ⁻³	金属量 /g
00-08														
08-16														
16-00														
合计														
累计														
贫液		氧化 渣率 /%	浸出率 /%	置换率 /%	中和渣 损失 /%	金泥金 属量 /g	金泥回 收率 /%	矿含 As/%	渣含 As/%	脱砷率 /%	矿含硫 /%	渣含硫 /%	脱硫率 /%	球磨运 转时间 /h
品位 /g·m ⁻³	金属量 /g													
电力 /kW·h	钢球 /kg	石灰 /kg	氰化钠 /kg	絮凝剂 /kg	消泡剂 /kg	硫酸铵 /kg	硫酸钾 /kg	磷酸氢 二铵 /kg	锌粉 /kg	醋酸铅 /kg	润滑油 /kg	滤布 /m ²	滤纸 /m ²	
日合计														
月合计														

b 生产日报表计算公式

输入原始数据: 金精矿矿量, 品位; 氧化渣品位; 中和渣矿量, 品位; 氰化渣品位;

贵液数量, 品位; 贫液品位; 矿含砷, 渣含砷; 矿含硫, 渣含硫; 球磨运转时间; 各种材料用量。

计算公式输入上述原始数据后,计算机将按下列计算公式计算出其余数据。

金精矿金属量 = 金精矿矿量 × 金精矿品位

氧化渣金属量 = 金精矿金属量 - 中和渣金属量

氧化渣矿量 = 氧化渣金属量 ÷ 氧化渣品位

中和渣金属量 = 中和渣矿量 × 中和渣品位

氰化渣金属量 = 氧化渣矿量 × 氰化渣品位

贵液金属量 = 贵液量 × 贵液品位

贫液金属量 = 贵液量 × 贫液品位

氧化渣率 = (金精矿矿量 ÷ 氧化渣矿量) × 100%

浸出率 = (1 - 氰化渣品位 ÷ 氧化渣品位) × 100% (浸出率的概念是浸出率 × 洗涤率,即氰化渣洗涤后湿滤饼直接烘干后化验金品位;采用炭浆法工艺时为:浸出率 × 吸附率)

置换率 = (1 - 贫液品位 ÷ 贵液品位) × 100% (置换率不参与回收率计算)

中和渣损失 = (中和渣金属量 ÷ 金精矿金属量) × 100%

金泥金属量 = [(1 - 中和渣损失) × 金精矿金属量 × 浸出率] × 100%

金泥回收率 = [(1 - 中和渣损失) × 浸出率] × 100%

脱砷率 = 100 - 渣含砷 × 氧化渣率 ÷ 矿含砷

脱硫率 = 100 - 渣含硫 × 氧化渣率 ÷ 矿含硫

(这种计算方法便于在生产报表上应用,当原料中碳酸盐含量高,氧化后的砷、硫在生物氧化过程中发生沉淀时,这个数字与真实的氧化率有差别)

金精矿矿量日合计 = 三班金精矿矿量相加

金精矿金属量日合计 = 三班金精矿金属量相加

金精矿品位日合计 = 金精矿金属量日合计 ÷ 金精矿矿量日合计

氧化渣矿量日合计 = 三班氧化渣矿量相加

氧化渣金属量日合计 = 三班氧化渣金属量相加

氧化渣品位日合计 = 氧化渣金属量日合计 ÷ 氧化渣矿量日合计

中和渣矿量日合计 = 三班中和渣矿量相加

中和渣金属量日合计 = 三班中和渣金属量相加

中和渣品位日合计 = 中和渣金属量日合计 ÷ 中和渣矿量日合计

氰化渣金属量日合计 = 三班氰化渣金属量相加

氰化渣品位日合计 = 氰化渣金属量日合计 ÷ 氧化渣矿量日合计

贵液量日合计 = 三班贵液量相加

贵液金属量日合计 = 三班贵液金属量相加

贵液品位日合计 = 贵液金属量日合计 ÷ 贵液量日合计

贫液金属量日合计 = 三班金贫液属量相加

贫液品位日合计 = 贫液金属量日合计 ÷ 贵液量日合计

氧化渣率日合计 = 金精矿品位日合计 ÷ 氧化渣品位日合计

浸出率日合计 = (1 - 氰化渣金属量日合计 ÷ 氧化渣金属量日合计) × 100%

置换率日合计 = (1 - 贫液品位日合计 ÷ 贵液品位日合计) × 100%

中和渣损失日合计 = 中和渣金属量日合计 ÷ 金精矿金属量日合计

金泥回收率日合计 = $[(1 - \text{中和渣损失日合计}) \times \text{浸出率日合计}]$

矿含砷日合计 = $(\text{金精矿一班矿量} \times \text{一班矿含砷} + \text{二班矿量} \times \text{二班矿含砷} + \text{三班矿量} \times \text{三班矿含砷}) \div \text{金精矿矿量日合计}$

渣含砷日合计 = $(\text{氧化渣一班矿量} \times \text{一班渣含砷} + \text{二班矿量} \times \text{二班渣含砷} + \text{三班矿量} \times \text{三班渣含砷}) \div \text{氧化渣矿量日合计}$

脱砷率日合计 = $100 - \text{渣含砷日合计} \times \text{氧化渣率日合计} \div \text{矿含砷日合计}$

矿含硫日合计 = $(\text{一班金精矿矿量} \times \text{一班金精矿含硫} + \text{二班金精矿矿量} \times \text{二班金精矿含硫} + \text{三班金精矿矿量} \times \text{三班金精矿含硫}) \div \text{金精矿矿量日合计}$

渣含硫日合计 = $(\text{一班氧化渣矿量} \times \text{一班氧化渣含硫} + \text{二班氧化渣矿量} \times \text{二班氧化渣含硫} + \text{三班氧化渣矿量} \times \text{三班氧化渣含硫}) \div \text{氧化渣矿量日合计}$

脱硫率日合计 = $100 - \text{渣含硫日合计} \times \text{氧化渣率日合计} \div \text{矿含硫日合计}$

球磨机运转时间 = 三班球磨机运转时间相加(球磨机运转时间按“时:分”填写,如 7:45 ;累计时间用“天时分”表示,如 4 天 15 小时 37 分)。

生产报表共有 31 张,统计月的第一天用“第一天”的日报表,依次用“第二天”“第三天”……的日报表。日报表中全部“累计”数字自动计算出来。

日报表中“材料消耗”栏内,必须按规定单位填写。“累计”数字自动计算出来。

在实际运算当中,当某班金精矿矿量为“0”时。该班的氧化渣和氰化渣数量也应设为“0”。当某班氰化渣数量为“0”时,应填写前一班的氰化渣品位计算各项指标。

28.2.5 难处理金矿生物氧化预处理生产实践

28.2.5.1 Biox 生物氧化工厂

根据 2009 年发表的资料,Biox 生物氧化工厂工艺部分的基本建设投资中,各项费用比例关系为:不锈钢槽体 35%、搅拌器 27%、不锈钢管道 5%、鼓风机 13%、冷却塔 2%、浓密机 11%、泵 6%、其他 1%。

4 个 Biox 工厂生产成本的细目分类如图 28-6 所示。

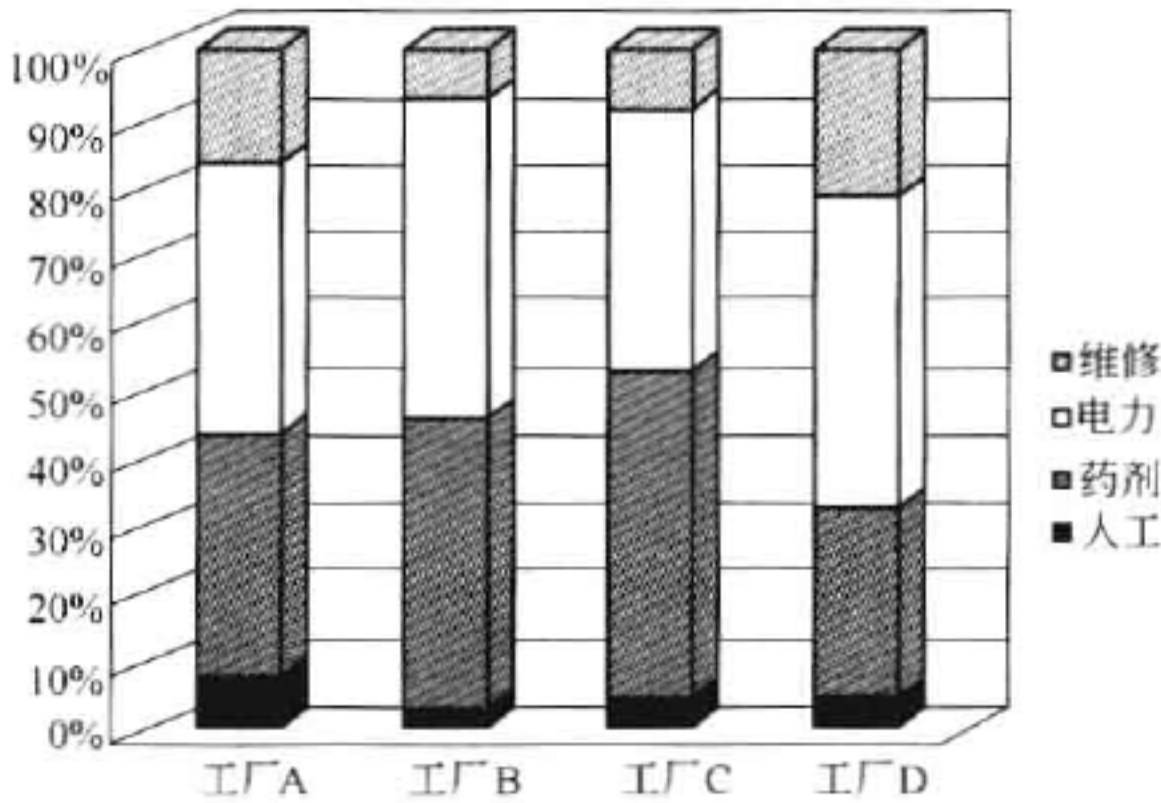


图 28-6 4 个 Biox 工厂生产成本的细目分类

A Fair View Biox 工厂(南非)

Fair View 金矿于 1912 年投产。1955 年,金精矿焙烧—氰化工艺流程投入生产,原矿金

品位 7 g/t。矿石中主要矿物为黄铁矿、砷黄铁矿,还有少量黄铜矿、闪锌矿、辉锑矿、方铅矿、磁黄铁矿、镍黄铁矿等。Fair View 细菌氧化工厂于 1986 年投产,处理精矿 10 t/d。矿浆液固比 8:1,氧化时间 4 d。投产后工艺流程不断改进,矿浆液固比改为 4:1,处理精矿能力提高到 17 t/d。Fair View 选矿厂的精矿产量为 35 t/d,为了适应这个生产能力,细菌氧化工厂需要扩大规模,1991 年上半年扩建部分投产,1991 年 7 月原有焙烧厂拆除。1999 年以后生产能力扩建到 62 t/d。经过多年生产,证明这个工厂是成功的。工艺上变化的主要内容有空气分散、给矿浓度、冷却和氧化渣中砷的稳定性。细菌的适应性很强,能够适应工业生产上的波动,工厂可以由非熟练工人操作,设备运转率很高。

Fair View 工厂生产指标见表 28-11。

表 28-11 Fair View 细菌氧化工厂生产指标

指 标	2004 年		2005 年月平均数据									
	11	12	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
精矿处理/t·d ⁻¹	68.4	57.0	74.7	74.0	62.0	68.6	64.1	66.3	69.2	62.2	65.6	69.7
精矿金品位/g·t ⁻¹	127.7	89.8	99.9	118.6	121.2	107.7	103.6	118.0	137.1	91.9	114.0	102.9
精矿硫品位/%	14.5	14.0	14.2	12.8	12.4	14.1	14.3	15.3	14.2	14.2	15.2	14.4
硫氧化率/%	93.8	96.4	95.4	95.1	94.8	94.4	95.9	95.8	95.3	95.3	95.9	96.1
金回收率/%	97.0	97.3	97.1	97.7	97.7	97.5	97.5	96.7	96.8	96.8	97.3	97.2
Biox 运转率/%	99.7	99.0	97.1	99.5	98.9	99.5	100	99.6	98.8	98.8	97.4	99.4

工厂扩建后细菌氧化槽为共 12 台,分两个系列。每个系列氧化槽布置如图 28-7 所示。

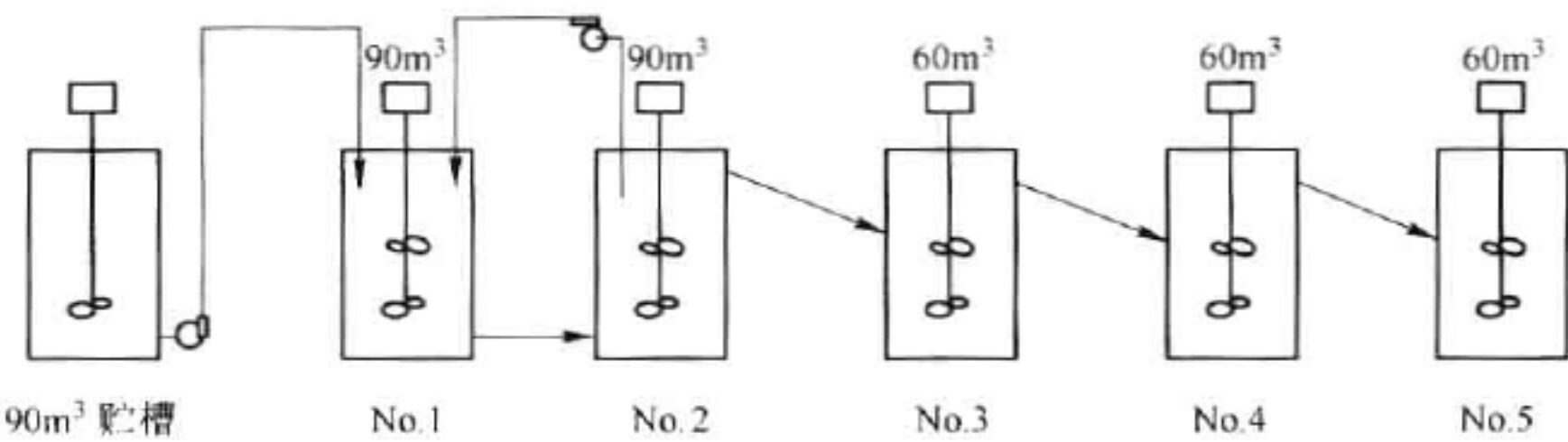


图 28-7 Fair View 厂氧化槽布置图

第一槽为 90 m³ 贮槽,批量工作,用于调整各种工艺参数。第二和第三槽都是 1 号氧化槽。保持 1 号氧化槽稳定操作十分重要,所以用两个大槽子彼此循环而不用两槽并联或串联给料。矿浆用泵从第一槽给到第二槽,第二槽与第三槽下部有连通管,第三槽到第二槽之间设循环泵,矿浆吸入管插入矿浆面以下 2.5 m 处。

细菌氧化槽衬天然胶,装有衬胶挡板,是为了增加其混合作用。因为细菌氧化硫,会使衬胶失去完整性。每六个月对衬胶进行一次放电检查,不可避免的修补是必要的,后来已经全部改为不锈钢。

90 m³ 细菌氧化槽安装电机为 75kW,90 m³ 贮槽安装电机仅为 7.5 kW。

B SAO BENTO 金矿（巴西）

SAO BENTO 金矿的主要预处理工序是浮选精矿在高压釜内预氧化。原设计流程是在精矿进入高压釜之前先与高压釜排料部分返料混合,其目的是降低精矿中的硫品位并分解碳酸盐。但是,当精矿中含有大量雌黄铁矿和菱铁矿时,在高压釜内产生元素硫,由于元素硫包裹了其他矿物,因而妨碍了氧化工艺的正常进行。菱铁矿分解产生的 CO_2 降低了高压釜内的氧分压。为了解决高压釜内存在的问题,产生了细菌氧化和高压釜氧化的联合工艺流程。

细菌氧化流程由 Genmin 公司用 SAO BENTO 精矿进行试验,并在压力氧化的基础上进行设计。1991 年建成第一台细菌氧化槽,1994 年建成第二台,1997 年建成第三台。

细菌浸出是在压力氧化之前进行的预氧化工艺。20% 的精矿进入细菌氧化流程,氧化反应时间 1.8 d,可以氧化 50% 的硫。根据精矿中的主要矿物含量,pH 值在 0.5 ~ 1.5 之间进行小幅度调整。

细菌氧化工序只氧化精矿中容易被氧化的矿物,如砷黄铁矿等,并分解碳酸盐。细菌氧化后的矿浆经过浓密洗涤后与其余 80% 的精矿混合。在进入高压釜之前,还要与一部分高压釜排出的返料混合,以满足降低高压釜给料中硫含量的要求。

加入细菌氧化作业后,解决了高压釜中矿物分解不充分的问题,使高压釜的生产能力和氧化效率更高。这两种预氧化工序同时存在,使整个生产系统适应性更强,生产操作更为经济。

金精矿经细菌氧化和高压釜处理后进入 CIL、电积和熔炼系统。产出金锭成色为 Au 95%, Ag 5%。SAO BENTO 金矿选冶工艺流程如图 28-8 所示,细菌氧化生产指标见表 28-12。

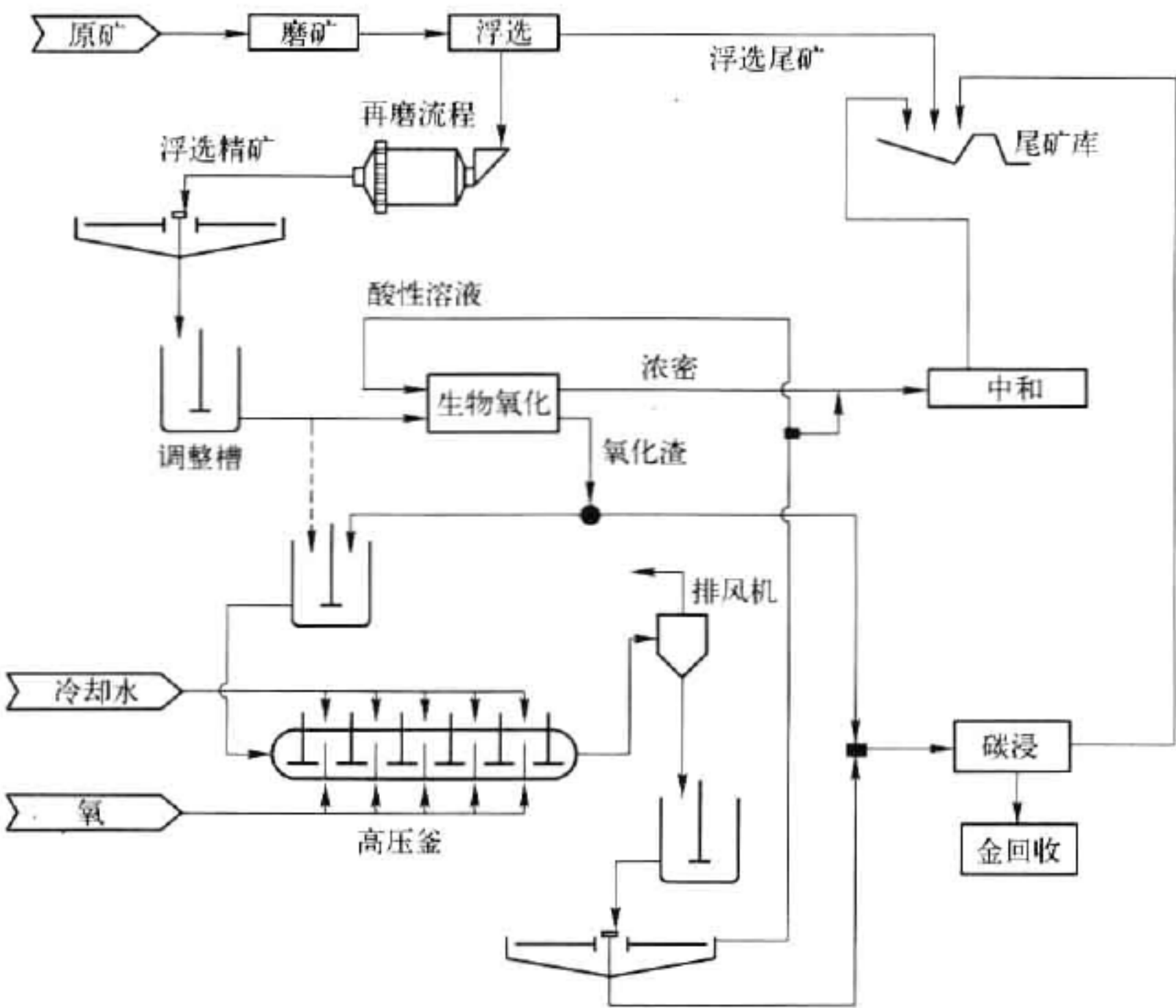


图 28-8 SAO BENTO 选冶工艺流程

表 28-12 SAO BENTO 细菌氧化生产指标

指标项	1993	1994	1995	1996	1997	1998	1999	2000
精矿量/t·月 ⁻¹	680	797	1183	2281	1867	1739	1547	1449
精矿 S ²⁻ 品位/%	23.2	22.3	24.0	22.3	21.7	21.0	21.9	24.7
S ²⁻ 氧化率/%	73.7	83.3	75.7	72.5	71.4	73.3	75.5	75.7

C Harbour Lights Biox 工厂(澳大利亚)

Harbour Lights 金矿位于西澳大利亚 Leonora 市附近。矿石中载金矿物为砷黄铁矿和黄铁矿,用常规浮选法生产金精矿。精矿成分: Au 80 g/t、S 18%、As 8%。金精矿在当地氰化,氰化尾矿 Au 40 g/t,只能堆存。Gencor Biox 工艺是处理堆存的氰化尾矿。细菌氧化工厂的设计规模为 40 t/d。该项目于 1991 年 1 月开工,1991 年 12 月负荷试车,1992 年 2 月连续运转,1992 年 3 月产出第一批金锭。1992 年 7 月达到设计能力,1992 年 11 月达到设计的 92% 的回收率。Harbour Lights 细菌氧化工厂的成功再次证明了 Biox 工艺的适应性,其操作简单,每班只需一人。Biox 的菌种在短期内即可适应新的环境。Harbour Lights 金矿已于 1994 年关闭,细菌氧化工厂的设备已经拆除和出售。

D Wiluna Biox 工厂(澳大利亚)

经过 5 年的工艺试验以后,Asarco 公司早在 1992 年就决定在西澳大利亚的 Wiluna 金矿用 Biox 工艺处理难处理金矿。他们曾经考虑过用其他方案建厂,包括原矿焙烧、精矿两段焙烧、压热浸出等,但是最后还是选择了 Biox 工艺。

在 Wiluna 的矿石中,95% 的金赋存在硫化物的晶格中,主要在砷黄铁矿中,其次在黄铁矿和辉锑矿中。Wiluna Biox 工厂的设计能力 115 t/d,处理浮选金精矿,精矿平均含 S 24%、As 10%。6 台规格相同的氧化槽,每槽容积 468 m³,设计氧化时间为 5 d。工厂于 1993 年投入生产,由于供矿不足,只在 1993 年 12 月实现过保证的性能指标。连续 7 d 的试验,硫化物的氧化率达到 96.5%,超过了 93.6% 的最低要求指标。工厂在设计指标范围内正常运转,1996 年生产能力扩大到 158 t/d。增加了 2 台一级氧化槽和 1 台二级氧化槽。

E Ashanti's Sansu Biox 工厂(加纳)

1995 年,Ashanti 金田公司在加纳 Obaasi 扩大规模,处理 Sansu 的硫化矿,使其黄金产量超过了百万盎司,采用细菌浸出工艺是一项重大突破。经过 2 年的工艺试验,为该项工程选择了最佳工艺。它的 720 t/d 的细菌氧化工厂是根据 Wiluna115 t/d 工厂按比例放大的。

Sansu 细菌氧化工厂有 3 个系统,每个系统有 6 台 900 m³ 的氧化槽。设计每个系统每小时处理 10 t 金精矿,平均品位 S 11.4%、As 7.7%。工厂设计有足够的灵活性,可以处理半氧化矿,也可以处理原生矿。精矿的矿物组成和氧化程度可以在很大范围内变化。

1994 年 2 月 Sansu 细菌氧化工厂成功地投入生产。硫化物氧化率为 94%,高于要求的 91% 的指标。投产以后,生产指标非常好,第四个系统于 1995 年 9 月投产,生产能力达到 960 t/d。

Sansu 曾经是全球最大的生物氧化厂,960 t/d 生物氧化厂总投资为 2500 万美元(1994 年价)。生产指标见表 28-13。

表 28-13 Sansu 生物氧化厂生产指标

指标项	1994 年 6 月	1995 年 6 月	1997 年 6 月	1998 年 6 月	1999 年 6 月	2000 年 6 月
精矿处理量 /t · d ⁻¹	586	745	880	1007	1198	825
平均硫品位/%	7.4	7.5	10.3	9.1	5.5	6.3
平均硫氧化率/%	97.6	92.5	92.1	91.0	85.8	88.5
炭浆厂金回收率/%	94.2	92.0	92.2	91.5	82.7	83.1

加纳 Ashanti Sansu 生物氧化厂通过岩矿鉴定显示各种矿样中均有单体金存在。在炭浸法流程中,单体金不能被完全回收。

经过生物氧化以后,金已经单体解离。认定用重选工艺回收金是有效的。为此,安装尼尔森选矿机。

尼尔森选矿机无论是安装在生物氧化工序还是安装在逆流洗涤工序,都必须考虑防腐,其矿浆 pH 值为 1.3 ~ 1.8。

KC - CD30 60 G 不变速尼尔森选矿机操作条件:处理能力 33 ~ 40 t/h,给料浓度 25% ~ 27%,给料温度 30℃,矿浆 pH 值为 2 ~ 3,给料细度 91% 小于 45 μm,重选精矿排矿周期 3 h,尼尔森反冲水量 30 m³/h。

F Tamboraque Biox 工厂(秘鲁)

Tamboraque 矿山位于利马以东约 90 km,海拔标高 3000 m,到 1996 年,矿山日生产能力 200 t,产品为铅精矿和锌精矿。尾矿中含金 3 ~ 4 g/t,含银 34 g/t。1996 年,矿山开始扩建一个新的 600 t/d 选矿厂和一个 60 t/d 的生物氧化厂,先处理尾矿,以后处理原矿。

1980 年,用矿山的矿坑水做过生物氧化小型试验。1994 年,为扩建做过半工业试验,硫氧化率 85%,金回收率 92%。

1998 年,生物氧化厂投入生产,给料中砷品位高达 26%,56% 是砷黄铁矿,是耗酸型物料,于是用旧矿坑排出的酸性水作为补加水,这样不仅减少了污染,还为工艺过程中增加了铁,在中和工序中生成稳定的砷酸铁沉淀。

这个 60 t/d 的生物氧化厂的基建投资为 300 万美元,生产成本 71 美元/t。2000 年由于矿山和资金问题停产。

G Fosterville Biox 工厂(澳大利亚)

Fosterville 生物氧化厂位于澳大利亚维多利亚省,矿山硫化矿石储量 354 万吨,金品位 3.27 g/t。硫化矿石属于双重难处理矿石,直接氰化回收率只有 2%。金赋存于黄铁矿和砷黄铁矿中,并且含有劫金碳。试验表明在浮选过程中可以抑制有机碳。浮选精矿生物氧化后的回收率金可以达到 93%。

工厂生产能力 211 t/d,金精矿含硫 21.5%。有 6 台 900 m³ 的生物氧化槽,氧化时间 5 d。氧化渣经过标准的三段逆流洗涤,酸液用石灰石和石灰中和,洗涤后的氧化渣进入 CIL 工艺。

2003 年完成可行性研究,2004 年 2 月开始动土建设,2005 年 4 月投产,2005 年 5 月 24 日产出第一锭黄金。工厂已经达到了设计生产能力和硫化物氧化指标。选用 3 台 750 kW 鼓风机,两台生产,1 台备用。氧化槽搅拌和充气采用赖特宁 315 叶轮,采用敞口蒸发式冷却塔冷却。

H Suzdal Biox 工厂(哈萨克斯坦)

Suzdal Biox 工厂设计生产能力 192 t/d,金精矿含硫 12%,氧化率 96%,氧化时间 4 天。有 650 m³ 氧化槽 6 台,第一段 3 台,第二段 3 台。2005 年 4 月投产,2005 年 5 月产出第一块金锭。

最大的问题是设计工作如何考虑冬天的问题,即在气温下降到 -45°C 的情况下,生产不会受到寒风的影响。为此,除了生物氧化槽和冷却塔布置在室外,整个工厂都配置在一个厂房之内。通往生物氧化槽的走廊是封闭的,保护操作人员在气候极端恶劣的条件下进行取样。

Biox 工艺是一个发热体系,必须保证在最冷的条件下,能够产生足够的热量使生物氧化槽保持正常的温度。模拟计算显示,即使在最冷的情况下,生物氧化槽仍然需要冷却。需要重点考虑的还有停电和非计划停车,当停车时间过长时,要保证生物氧化槽不会冻结。

Suzdal 已经运转度过了 3 个冬天,生产非常正常。经验证明保持第一段氧化槽的温度不存在问题。在第一年,原矿中的硫品位甚至比预计的还要低。Suzdal 的实践还证明,Biox 工艺不仅是一种适合寒冷地区应用的技术,而且还比其他工艺具有某些优点。这种优点表现在它的标准设计有多段生物氧化槽,即使其中的一台或几台氧化槽停止运转了,工厂的其余部分仍然可以不停车继续正常生产。对于其他的难处理金矿的预处理工艺而言,它的预处理工序不管停车多长时间,工厂的其余部分必然停车,这种情况在寒冷地区是灾难性的。

Suzdal 的生产实践毫无疑问地证明,Biox 工艺能够在寒冷地区成功地应用。

I Bogoso Biox 工厂(加纳)

Bogoso 金矿位于西南加纳,在首都 Accra 以西 200 km。矿山和选矿厂年设计生产能力 350 万吨,生物氧化—氰化提金工厂设计日处理金精矿 750 t,设计回收率 85%,年产黄金 6.52 ~ 7.37 t。精矿含硫质量分数 20%。分两个系统,每个系统 7 台氧化槽,每台氧化槽 1500 m^3 ,是目前世界上最大的生物氧化槽。生物氧化后是 CCD 洗涤工艺,酸液中和。洗涤后氧化渣进 CIL 工艺前,进入完全用不锈钢制造的 KC-XD30 尼尔森选矿机回收已经单体分离的金。2005 年中期建设,2006 年 7 月投产。

J 锦丰 Biox 工厂(中国)

锦丰 Biox 工厂位于贵州贞丰县与澳大利亚澳华黄金有限公司(SinoGold)合营,澳方控股 82%,2007 年投产,采用生物氧化—氰化炭浸提金工艺。设计指标:矿山规模 120 万吨/年,3636 t/d,出矿品位 5.72 g/t,金精矿品位 32 g/t;生物氧化设计规模 750 t/d,氰化炭浸规模 729 t/d,日处理载金炭 6.2 t,氰化炭浸作业回收率 94.44%,提金总回收率 93.5%。年产黄金 6071 kg。

锦丰矿业有限公司原名烂泥沟金矿,是中国典型的大型难处理金矿,曾经在中国、美国、澳大利亚、南非做过多次试验研究,并且对金精矿焙烧工艺和生物氧化工艺进行过多次比较。焙烧预处理后金氰化浸出率在 83% ~ 93% 之间,由于在焙烧过程中金产生二次包裹,浸出指标不稳定。生物氧化工艺经过长期研究以后,氧化时间可以缩短到 5 天,金浸出率超过 95%,经过比较,最后决定引进南非 Biox 工艺建厂。

生物氧化工艺条件:矿浆浓度 20%,温度 $(40 \pm 3)^{\circ}\text{C}$,pH 值为 1.4 ~ 1.8,氧化时间 5 d。金精矿含硫质量分数 7% ~ 12%,含砷 2.5% ~ 3.5%,含汞 0.005% ~ 0.01%,硫氧化率 99%,砷氧化率 99.9%。主要设备 $\phi 11\text{ m} \times 12\text{ m}$ 给料贮槽 2 台, $\phi 11\text{ m} \times 12\text{ m}$ 生物氧化槽 16 台,分两个系列,每个系列一段、二段各 4 台。 $600\text{ m}^3/\text{h}$ 冷却塔 4 台。

逆流洗涤工序 $\phi 18\text{ m}$ 逆流洗涤高效浓密机 3 台,XMZ200 \times 1200 板框压滤机 2 台,洗水比 5.28。

中和工序 $\phi 9\text{ m} \times 10\text{ m}$ 中和槽 6 台,中和时间 6 h。中和渣回水用 $\phi 18\text{ m}$ 高效浓密机 1 台,底流排入浮选尾矿库。

金回收工序 $\phi 9\text{ m} \times 9.5\text{ m}$ 氰化炭浸槽 7 台。浸出时间 36 h,矿浆浓度 30%,氰化钠消耗

12 kg/t_{精矿}。浸渣进入专门经过防渗处理的尾矿库。载金炭品位 3.5 kg/t,解吸炭品位 50 ~ 100 g/t。 $\phi 1.3\text{ m}\times 7.8\text{ m}$ 酸洗柱 1 台, $\phi 1.3\text{ m}\times 7.8\text{ m}$ 解吸柱 1 台。电积载金钢毛经蒸馏回收汞以后熔炼铸锭。

据中金黄金机械厂在现场考查,该厂用的氧化槽为南非生产,容积 1200 m³,全部为不锈钢材质,叶轮为 4 片宽叶旋桨式单层叶轮,直径 3300 mm,叶片宽度 1000 mm。搅拌轴为 $\phi 450\text{ mm}$ 厚壁无缝管。电机功率 168 kW。减速机为莱特宁公司南非产品,输出转速为 25.5 r/min,速比为 58.08。由于搅拌轴长度过大,分两节制造,材质不完全相同。由于焊接问题造成了轴断裂。并由南非重新制造。

锦丰矿业有限公司 2008 年生产指标见表 28-14,生产成本见表 28-15。

表 28-14 锦丰矿业有限公司 2008 年生产指标

项 目	一季度	二季度	三季度	四季度	全 年
剥离废石/m ³	2022 × 10 ³	2424 × 10 ³	2326 × 10 ³	2903 × 10 ³	9675 × 10 ³
开采矿石/t	209 × 10 ³	356 × 10 ³	376 × 10 ³	451 × 10 ³	1392 × 10 ³
选矿处理矿石/t	383 × 10 ³	290 × 10 ³	304 × 10 ³	367 × 10 ³	1244 × 10 ³
原矿品位/g · t ⁻¹	4.6	4.6	4.7	4.8	4.7
浮选回收率/%	81.2	88.6	88.3	86.8	86.3
回收率/%(生物氧化+氰化炭浸)	92.0	92.5	95.1	95.1	93.8
总回收率/%	74.4	81.9	84.0	82.5	81.0
黄金产量/盎司	30976	35412	38250	46290	150928
出售黄金/盎司	32007	38525	37958	44413	152903

注:1 盎司 = 28.3495 × 10⁻³ kg。

表 28-15 锦丰矿业有限公司生产成本 (美元/盎司)

项 目	一季度	二季度	三季度	四季度	2008 年
现金生产成本	429	405	402	375	400
税和精炼	48	42	42	37	42
总现金成本	477	447	444	412	442
折旧、财务还款、更新	83	78	80	81	81
总生产成本	560	525	524	493	522

第四季度选矿处理量增长 21%,达到 367 × 10³ t,运转率为 96%。

K Kokpatas Biox 工厂(乌兹别克斯坦)

Kokpatas 金矿距乌兹别克斯坦中部城市 Uchkuduk 东北 32 km,由 Navoi 矿山冶金联合企业拥有矿床资源和生产权。

Kokpatas 是世界上最大的生物氧化工厂,设计第一期处理精矿的能力 1069 t/d,精矿含硫质量分数 20%。二期工程的生产能力将翻一番。与其他生物氧化工厂不同的是,这个工厂金回收系统采用树脂矿浆法。但是设计上允许在必要时改为炭浆法。

试验工作由 Gencor 工艺研究所完成,金的氰化回收率超过 90%。

1994 年在南非进行了浮选和生物氧化半工业试验,证实了小型试验的结果,为大规模的硫化矿生产厂提供了充分的依据。1997 年,从 Kokpatas 硫化矿床运了 15t 原矿,在南非 Gencor 工艺研究所进行了相同的试验,取得了非常好的效果。

第一期 Biox 工厂由 4 个系列组成。每个系列有 3 台第一段 900 m³ 生物氧化槽和 3 台

第二段 900 m³ 生物氧化槽。逆流洗涤浓密机 (CCD) 选择的规格也适应第二期工程。在第二期工程中,要增加 4 个系列的生物氧化槽,中和工序的生产能力也要增加。冷却水和空气的供应量也需相应地增加。

Biox 生物氧化槽的土建基础于 2005 年 6 月开始,第一期工程试车投产从 2008 年中期开始,在最后一台设备到货以后,期望在 2009 年初全部完工。

28.2.5.2 Bacox 生物氧化工厂

A Youanmi 生物氧化工厂(澳大利亚)

巴克泰克公司(Bactech)第一个将中等嗜热菌(适宜温度范围 45 ~ 55℃)成功地用于生产实践。这种技术已在澳大利亚 Youanmi(尤安密)金矿成功生产 2 年以上(1995 ~ 1997)。由于矿山资源枯竭,矿山已经关闭。

尤安密矿石中含有少量氧化矿,除了浮选精矿经生物氧化后进行氰化外,浮选尾矿也进行氰化。

工艺流程:原矿破碎后进行磨矿、浮选。精矿浓密,然后进入精矿再磨和细菌氧化系统,氧化渣经洗涤后单独氰化。尾矿浓密后也单独氰化,两套氰化系统共用一套炭吸附系统。

细菌氧化槽共 6 台,第一段 3 台,第 2、3、4 段各一台,每台容积 480 m³,前 3 台 75 kW/台,后 3 台 55 kW/台。细菌氧化有充气、供热、冷却系统。

3 台浓密机逆流洗涤,组成 CCD 工艺,溢流酸性溶液进入 4 段中和,中和后浆液与氰化尾矿进入尾矿库。

洗涤后的氧化渣先用石灰调 pH 值后,进入一台氰化槽,浮选尾矿进入一台氰化槽,然后一起进入 4 台炭浸槽。Youanmi 选冶厂生产工艺流程如图 28-9 所示,设计与生产指标对比(1996 年 11 月)见表 28-16,生产成本见表 28-17。

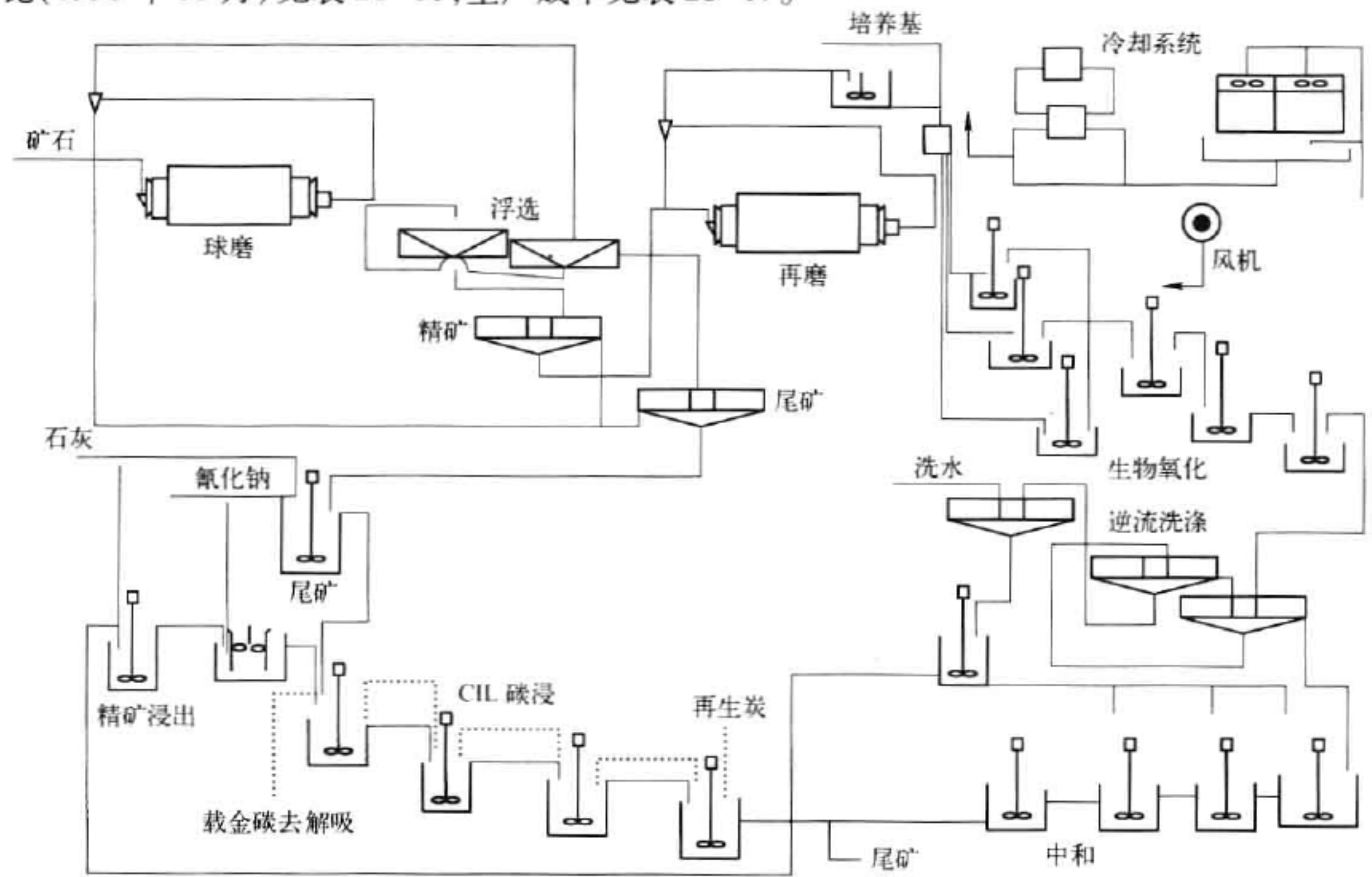


图 28-9 Youanmi 金矿选冶生产工艺流程

表 28-16 Youanmi 选冶厂生产指标

项 目		设计指标	生产指标	
年处理量/t		200000	204000	
原矿品位	Au/g · t ⁻¹	15	15.1	
	Ag/g · t ⁻¹	2		
	S/%	7.5		
	As/%	1.0	1.0	
	Sb/%	0.1		
	Fe/%	7		
金精矿产率/%		20	21.5	
浮选回收率/%	Au	80 ~ 85	88 ~ 90	
	S	92 ~ 97		
	As		82 ~ 85	
	Fe		68 ~ 72	
浮选尾矿 Au 品位/g · t ⁻¹		2.8	1.4	
金精矿品位	Au/g · t ⁻¹	60	50	
	S/%	28	28	
	As/%	4.3	2.8	
	Fe/%	26	16	
金精矿处理量	/t · a ⁻¹	40000	43860	
	/t · d ⁻¹	120	120	
细菌氧化	氧化时间/d	5	3.8	
	矿浆浓度/%	15	18	
	氧化段数	6	4	
	第一段	3/4	3/4	
	第二段	3/2	1	
	pH 值	1.2	1.5	
	温度/℃	45 ~ 55	49 ~ 50	
	As 氧化率/%	85 ~ 95	96	
	黄铁矿氧化率/%	28	30	
	S 总氧化率%	32	34	
	S 氧化质量/t · d ⁻¹	10.8	11	
CC 中和	洗涤段数	3	3	
	洗涤面积/m ² · (t · d) ⁻¹	0.65 ~ 0.24		
	絮凝剂总用量/g · t ⁻¹	250	300	
	中和段数	液 体	4	4
		固 体	1	1
	中和时间/h	液 体	1.5	1.5
		固 体	2	2
中和液 pH 值		3.5 ~ 5.5	3.2 ~ 5.6	

续表 28-16

项 目		设计指标	生产指标
氧化渣氰化	Au 浸出率/%	90 ~ 95	90 ~ 95
	Ag 浸出率/%	50	
	浸出矿浆浓度/%	35	43
	浸出时间/h	32	38
	吸附时间/h	19	19
	炭载金量(Au + Ag)/g · t ⁻¹	8000	2500
药剂消耗	精矿氰化 NaCN 用量/kg · t ⁻¹	7. 5	7. 5
	尾矿氰化 NaCN 用量/kg · t ⁻¹	0. 5	0. 5
	原矿合计 NaCN 用量/kg · t ⁻¹	1. 9	1. 9
	精矿浸出石灰用量/kg · t ⁻¹	25	22
	尾矿浸出石灰用量/kg · t ⁻¹	2	0. 8
	原矿合计石灰用量/kg · t ⁻¹	16. 6	5
	原矿石灰石用量/kg · t ⁻¹		190

表 28-17 Youanmi 生物氧化生产成本 (美元)

项 目	1995 年 12 月—1996 年 2 月(平均)	1996 年 11 月
金精矿处理量/t · 月 ⁻¹	2820	3645
平均 As 品位/%	2. 46	2. 8
平均 Fe 品位/%	17. 53	16
平均每台第一槽给矿量/t · h ⁻¹	1. 29	1. 67
细菌氧化消耗成本		
承包费	1582	1400
设备租用及辅助费用	272	1900
絮凝剂	1896	6210
石灰石 ^①	300	6420
培养基	1859	4890
硫酸 ^②	27565	5580
合计	36174	26400
细菌氧化、维修、材料		
承包人管理费用	145	400
钢铁消耗	95	0
油、气消耗	10	0
管道和阀门	5476	2800
设备	419	930
搅拌器	524	0
电力和仪表	2469	1400

续表 28-17

项 目	1995 年 12 月—1996 年 2 月(平均)	1996 年 11 月
CCD 系统	3360	3891
中和系统	125	120
压气系统	698	720
泵零件	3682	4560
其他费用	3	345
合计	17428	15166
电力 ^{③⑤}	33750	47560
人员 ^④	17500	17500
总计	104852	106626
每吨精矿处理费用	37	29

- ① 石灰石在当地开采,开采是临时性的。
- ② 耗酸高是因为处理量大以及第一槽黄铁矿氧化率低。
- ③ 电力没有分别单独计量,安装功率为:一段氧化槽 3 台各 75 kW,二段氧化槽一台 55 kW,一台风机 270 kW,总安装功率 600 kW,负荷率 90%,运转率 100%,电费 8.6 美分/(kW·h)。
- ④ 人班工资 4.5 万美元/(人·年),再加 1/2 临时工费用。
- ⑤ 电力增加一方面是因为处理量增大,还因为现场增加了辅助设备。

B Beaconsfield Bacox 工厂(澳大利亚)

Beaconsfield 金矿位于澳大利亚 Tasmania 岛上。矿石性质属于石英碳酸盐硫化矿石,矿石平均品位 24 g/t。矿早在 1877 年就进行开采,历经 37 年,共采黄金 27 t。1914 年洪水淹没了竖井和采场,导致矿山倒闭。

1992 年,由 Beaconsfield 合资公司发起,由 5 家公司联合投资重建该矿。生物氧化厂从 1999 年开始建设,2000 年 9 月调产结束。设计出矿品位 15 g/t,年处理矿石 20 万吨,年产金精矿 2 万吨,重选金回收率 40%,总回收率 94%,硫氧化率 54%。

矿石两段闭路破碎、一段磨矿。球磨机部分排矿经跳汰机、尼尔森选矿机、摇床选出重选精矿,重选尾矿返回球磨机排矿。磨矿旋流器溢流进入浮选,浮选尾矿经另 1 台尼尔森选矿机重选后排入尾矿库。浮选精矿再磨、浓密,进入生物氧化,生物氧化由 6 槽组成,总容积 2310 m³,前 3 槽并联,后 3 槽串联。氧化渣经 1 台浓密机和 1 台带式过滤机洗涤,酸性溶液经中和、浓密脱水后,中和渣送尾矿库。洗涤后的氧化渣进行氰化浸出,然后用带式过滤机逆流洗涤,氰化渣送尾矿库,贵液用锌粉置换回收金。

该厂是 2000 年才投产的生物氧化厂,其最大的特点是两个洗涤工序都使用了水平带式过滤机,金回收采用锌粉置换工艺。Beaconsfield Bacox 工艺流程如图 28-10 所示,生物氧化设计指标见表 28-18。

表 28-18 细菌氧化厂设计标准

1	精矿生产量/t·h ⁻¹	2.84	2.44
2	FeS ₂ /FeAsS - 硫氧化率/%	95	95
3	給料固体质量分数/%	14.2	11.7
4	溶液中铁的最大质量浓度/g·L ⁻¹	40.0	40.0

续表 28-18

5	溶液中砷的最大质量浓度/ $\text{g} \cdot \text{L}^{-1}$	5.0	5.0
6	磨矿细度 $-38 \mu\text{m}$ 含量/%	80	80
7	氧化时间/d	5.1	4.8
8	第一段并联氧化槽数量/台	3	3
9	第二段串联氧化槽数量/台	3	3
10	设计氧化槽体积/ m^3	385	385
11	操作温度/ $^{\circ}\text{C}$	40	40
12	操作 pH 值范围	1.0 ~ 1.4	1.0 ~ 1.4
13	精矿失重/%	53.9	69.1
14	设计热负荷/ kW	5309	
15	设计空气流量(标态)/ $\text{m}^3 \cdot \text{h}^{-1}$	18383	
16	设计冷却水流量/ $\text{m}^3 \cdot \text{h}^{-1}$	411	
培养基	磷酸氢二铵用量/ $\text{kg} \cdot \text{t}^{-1}$	1.86	
	硫酸钾用量/ $\text{kg} \cdot \text{t}^{-1}$	0.89	
	硫酸铵 $(\text{NH}_4)_2\text{SO}$ 用量/ $\text{kg} \cdot \text{t}^{-1}$	1.55	

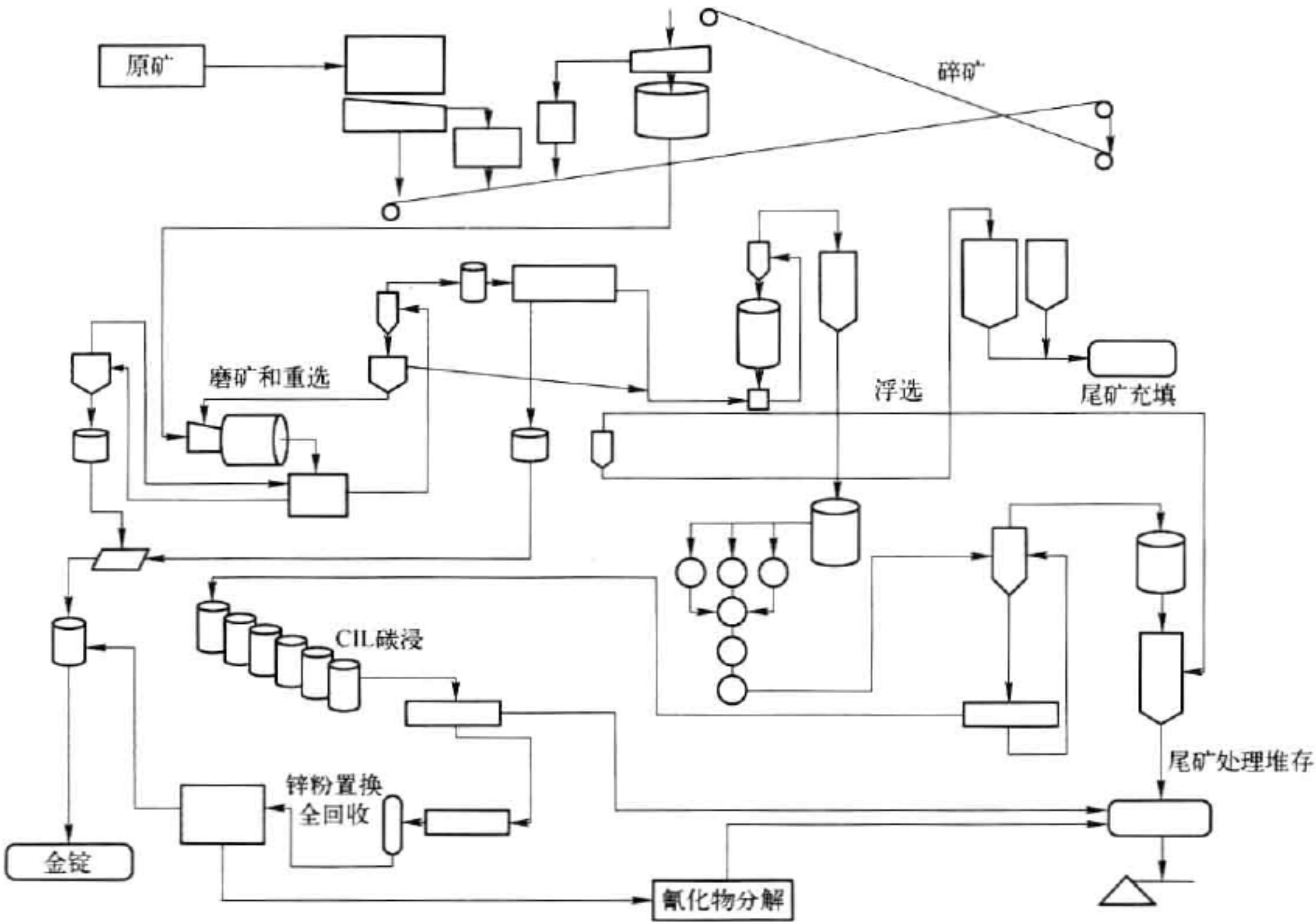


图 28-10 Tasmania 选冶厂工艺流程^❶

❶ 这是从国外类似工厂中看到的唯一采用锌粉置换回收金的流程,但是图中有明显的错误,即带式过滤机和锌粉置换前不可能采用 CIL(炭浸法)工艺,从整个流程看,应该是常规的氰化—带式过滤机逆流洗涤—锌粉置换流程,用 CCF 代替了 CCD 工艺。按照我国的经验,锌粉置换后的贫液大部分应当作为滤饼造浆水返回氰化浸出,可能有少量贫液经环保处理后外排。

由于 Beaconsfield 的原矿性质的变化,设计的细菌氧化工厂要能够处理一定范围内的金精矿。因此,制定了两个设计标准,设备规格要满足最坏情况的要求。例如:搅拌槽、鼓风机和冷却系统的规模,要按照精矿含硫品位 34% 的需求,但是以下工序的浓密机和过滤机尺寸要能够达到精矿含硫品位 27% 的需求(因为含硫低的原料失重较少)。

C 山东天承生物金业股份有限公司生物氧化工厂

山东天承生物金业股份有限公司生物氧化工厂由澳大利亚 Bactech 和南非 Mimtek 公司应用 Bacox 技术负责试验、设计和投产,日处理金精矿 100 t,基建投资 6300 万元。

试验工作在澳大利亚 Bactech 公司进行,试验主要结论是:氧化渣氰化浸出率为 97%;样品中有少量有机炭,发现没有“劫金”问题,并适合用氰化和锌置换工艺处理;尽管部分氧化也出现过高的黄金回收率,但是还是建议全部氧化,最大限度地提高黄金回收率;有一种金精矿含有 60×10^{-3} 的汞,在细菌氧化中没有影响,汞没有进入液体;在细菌氧化过程中,物料质量降低 $1/3 \sim 1/2$ 。

设计指标见表 28-19。

表 28-19 山东天承生物金业股份有限公司生物氧化厂设计指标

项 目		设计指标	项 目	设计指标
金精矿给矿量/ $t \cdot h^{-1}$		4.2	平均给矿固体质量分数/%	16.3
给矿粒度 $-75 \mu m$ 含量/%		80	一级氧化硫氧化率/%	65.5
再磨矿细度	$-103 \mu m$ 含量/%	100	总氧化率/%	95
	$-45 \mu m$ 含量/%	80	氧化槽 pH 值	0.9 ~ 1.4
氧化时间/h		144	氧化槽石灰添加量/ $kg \cdot t^{-1}$	0
氧化段数		4	一级氧化平均热负荷/ $kW \cdot 槽^{-1}$	1524
并联氧化槽/台		3	一级氧化平均耗氧量/ $kg \cdot h^{-1}$	409
串联氧化槽/台		3	氧化渣中铁离子浓度/ $g \cdot L^{-1}$	40
氧化槽材质		SF2205		

2001 年 2 月开始进行细菌接种工作,为此目的,将 1 台 $80 m^3$ 的中和槽提前改造成接种槽。2001 年 4 月接种菌种装满了一级氧化的 1 台氧化槽,7 月上旬开始连续给矿,8 月末生产能力达到 100 t/d。

金精矿再磨后进入浓密机脱药,浓密机底流最低以 50% 的浓度进入精矿储槽。为了维持较高的生产能力,配矿特别重要,起初精矿储槽的能力只有 12 h,当再磨回路检修时发现不能适应,于是又加了 1 台,达到 24 h。矿浆在进入生物氧化分配槽之前加水稀释。氧化槽矿浆浓度根据精矿成分在 16% ~ 20% 之间调整,精矿中 As、S、Fe 品位高时,给矿浓度向下调。矿浆分配槽有 4 个流道,只使用其中的 3 个。当一级氧化槽中某一台检修时,可以用二级氧化槽中的一台改为一级氧化。培养基和硫酸(根据给矿成分在需要时加入)也一起加到矿浆分配槽中。矿浆温度用氧化槽中的冷却排管控制在 $40 \sim 45^{\circ}C$ 。冷却水从一个总管通向各槽的冷却排管。冷却排管在氧化槽内也起到矿浆阻尼器的作用。每个氧化槽的容积约为 $700 m^3$,使用莱特宁搅拌器。前 4 槽功率 185 kW,后两槽分别为 132 和 90 kW。安装 3 台罗茨鼓风机,每台 $330 m^3/min$,630 kW,两台鼓风机向氧化槽供风。最后一台氧化槽的矿浆给人 CCD 逆流洗涤工序。氧化矿浆在各段之间用深溜槽输送,不用空气提升器,因为深

溜槽对泡沫更适应。

洗涤后的矿浆中铁离子质量浓度小于 0.5 g/L 。浓密机底流全部用可调速的软管泵。絮凝剂自动添加和计量。为了实现物料平衡,洗涤后的氧化渣量用流量计进行远距离显示。

中和作业共 4 段,中和槽搅拌充气,中和时间 6 h ,用石灰中和到 pH 值为 6.5 。该厂的不同之处是为了最大限度地在厂内回水和减少输送到尾矿库的体积,中和渣进行过滤。选用 2 台压滤机轮流使用。滤饼用前装机装卡车送到尾矿库。回水返回利用。

CCD 工序产出的氧化渣在进入氰化之前也用压滤机过滤。减少了进入氰化的溶液,从而降低了氰化钠的消耗,因为这种溶液中的成分与氰化物起作用。

在氰化工序需要添加消泡剂消除过多的泡沫,这是在处理氧化渣时经常出现的现象。金回收采用锌置换方法。氰化尾矿也采用过滤方式产出滤饼,也是使氰化作业中的水最大限度地保留在氰化流程中。

28.2.5.3 Newmont 原矿生物氧化—氰化提金工厂(美国)

Newmont 黄金公司内华达金矿是一个特大型黄金生产基地,2007 年出售黄金 71 t ,拥有黄金储量 911 t 。其中难处理金矿占 79% ,氧化矿占 21% 。纽芒特公司用卡林型金矿石进行原矿生物氧化堆浸工业化生产开始于 2000 年。

20 世纪 90 年代初期,Newmont 黄金公司进行的开发试验,获得了含金硫化矿原矿制粒生物氧化堆浸的专利。并且在 1995 年设计和建设了一套 725750 t 的完全达到工业规模设施,但是由于金价下跌,直到 1997 年才完成。

1999 年,对于原矿生物氧化堆浸—氰化堆浸回收金的工艺进行了重新审查,认为利用 5 号选矿厂多余的生产能力回收金要优于堆浸回收金的工艺。在 1999 年 8 月,开始建设年处理 380 万吨的生物氧化工业生产厂,处理低品位难处理硫化矿石。2000 年 6 月,5 号选矿厂改造成为处理生物氧化后的物料。到 2000 年年底,该厂处理了 180 多万吨生物氧化堆浸后的物料。

生物氧化堆浸的配矿十分重要,主要集中在金品位、矿石含泥量、硫化物中的硫以及碳酸盐的含量。矿石进入生物氧化矿堆前,使硫化物中硫的品位平均达到 $1.8\% \sim 2.0\%$ 。控制硫品位是要使生物氧化的硫氧化率固定在 40% 左右。通过不同料仓的配料,碳酸盐中的碳品位要保持在 0.2% 或更低。配矿中矿泥的含量要低,以保持矿堆较高的渗透性。

研究表明,60% 的金赋存在细粒砷黄铁矿中,含砷黄铁矿占全部黄铁矿的 20% 。比较幸运的是这种细粒含砷黄铁矿容易被细菌氧化,而其他类型的黄铁矿氧化速度比较慢。因此,没有必要氧化所有类型的黄铁矿。

储存的各种类型的矿石进入粗碎前进行配矿,用 1 台 $1.37 \text{ m} \times 1.9 \text{ m}$ 旋回破碎机和 3 台标准型圆锥破碎机将矿石破碎到 $80\% - 12.7 \text{ mm}$ 。

年处理 380 万吨的生物氧化堆浸厂于 1999 年 12 月建成并开始布矿。矿石平均品位 2.5 g/t 。这些矿石直接氰化金浸出率只有 23% 。

生物氧化堆浸厂包括 3 个 $146 \text{ m} \times 305 \text{ m}$ 堆场,1 台酸罐,2 台 18.9 m^3 药剂混合槽以及一个 113562 m^3 生物氧化溶液池。每一个矿堆可容纳 771110 t 矿石,堆高 10 m 。3 个矿堆用 1 台 147 kW 风机充气,每个矿堆用一条 $\phi 610 \text{ mm}$ 的高强度聚乙烯总管环绕整个堆场分配空

气。堆场每隔 0.61 m 宽就有一条开缝的 $\phi 102$ mm 高强度聚乙烯管。

破碎后的矿石在用卡车运到生物氧化堆浸场之前,灌注生物氧化溶液,使粉矿起到团聚作用,避免矿堆产生离析,保证细菌能和所有的矿石接触。使用的菌种在 $32 \sim 50^{\circ}\text{C}$ 之间活性非常好。主要的微生物有嗜酸氧化铁硫杆菌、螺旋状菌和中度嗜热的硫化杆菌。2000 年 6 月开始加入高温嗜热型的古菌,使硫化物氧化的温度范提高到 70°C 。现在显示耐高温的微生物已经成功地引入生物氧化溶液。

矿堆堆满以后,对矿堆表面进行整理,以减少卡车对矿堆渗透性的影响。在整理过的矿堆表面开发了一种滴灌发射器,用生物氧化溶液对矿堆进行滴灌。矿堆滴灌的主要参数是保持细菌活性的温度以及将氧化后的溶液从矿堆中排出去。矿堆滴灌的周期为 60 d,滴灌的溶液量在 $272 \sim 431 \text{ m}^3/\text{h}$ 之间。包括筑堆、滴灌、卸料在内,每一堆的生物氧化周期为 260 天。对于破碎粒度达到 12.7 mm 的矿石,氧化时间的控制因素是矿石中的含硫量和菌种的活性。每两个星期和一个星期分别检测矿堆的温度和氧。3 组 4 个 $\phi 50.8$ mm 高强度聚乙烯排管预埋在每一个矿堆中间,这四根管子底部是密封的,预埋的深度不同,以便取得不同深度的温度。4 个管子中间都附加了 $\phi 9.5$ mm 的不锈钢管,用于测定氧。排管用不锈钢管夹固定。用一台 K 型热电偶获得温度数据。氧的测定是用一个密闭的容器连接一台真空泵和测氧仪。真空泵连接 $\phi 9.5$ mm 的不锈钢管,开动真空泵使容器充满矿堆中的气体,然后进行测量。温度曲线显示氧化过程,用来调整滴灌循环。

溶液的化学分析是用来测定生物氧化过程的另一种手段,首先显示的是 pH 值、氧化还原电位和溶液中的铁离子浓度。并据此计算出氧化还原电位和溶液中的铁离子浓度与氧化时间的函数关系。使用系统中铁平衡计算是不准确的,因为在堆浸过程中铁化合物沉淀。与硫的化学分析相比,铁平衡的结果氧化率偏低。当浸堆排出溶液的总铁与进入浸堆的总铁接近时,可以认为堆浸过程已经完成。硫的典型氧化速度是每天 $0.3\% \sim 0.34\%$ 。因此,如果氧化 $30\% \sim 50\%$ 的硫,氧化时间需要 $100 \sim 150$ d。硫氧化率与金回收率关系的柱浸试验表明,当硫氧化率达到 60% 以后,金回收率变化不大。在完成生物氧化堆浸以后,开始用前装机与卡车卸堆。

5 号选矿厂每天处理氧化矿石 14500 t。1 台 $\phi 8.5 \text{ m} \times 3 \text{ m}$ 半自磨机,1 台 $\phi 4.4 \text{ m} \times 8.5 \text{ m}$ 球磨机,2 台 $\phi 15.2 \text{ m} \times 15.2 \text{ m}$ 矿浆缓冲槽,1 台 $\phi 33.5 \text{ m}$ 高效浓密机,8 台 $\phi 11 \text{ m} \times 11 \text{ m}$ CIL 碳浸槽以及金回收设施。根据处理量和矿浆浓度,浸出时间为 $8 \sim 10 \text{ h}$,为两个平行的四段浸出作业。只需稍加修改就可以每天处理生物氧化后矿石 10400 t。在半自磨机给矿皮带上加块状石灰 $7.5 \sim 15 \text{ kg/t}$ 进行中和,磨矿细度 $65\% - 0.074 \text{ mm} (-200 \text{ 目})$,向 2 台缓冲槽和第一台炭浸槽充氧,氰化物加到第二台缓冲槽和第一台炭浸槽,氰化物添加量控制在 CIL 系统浸出终点(尾矿),NaCN 质量浓度为 0.1 g/L 。

生物氧化后矿石的金回收率期望达到 $60\% \sim 65\%$,但开始生产时金回收率不高,波动在 $40\% \sim 60\%$ 之间,即使是把矿堆中硫的氧化率提高到 40% 也是如此。回收率低与溶解氧的浓度太低和炭浸槽氰化物浓度下降过快有关。

经过一段时间以后,生物氧化后矿石的回收率达到 53% ,数据显示,矿石消耗氰化物和氧,致使金回收率降低。因为生物氧化后矿石中含有较高浓度的二价铁、镍、锌、和铜离子。从生物氧化矿堆过来的矿石中含有 10% 的水分,这些水分中携带的化学成分与堆浸溶液是一样的,在开始堆浸的时候,堆浸溶液中二价铁离子的质量浓度为 10 g/L 和

15 g/L,在中和作业,二价铁离子与石灰形成二价铁的氢氧化物沉淀,但是,这种沉淀在氰化物溶液中是不稳定的。沉淀的二价铁可能部分溶解,这就很容易说明氧和氰化物在CIL系统中很快消耗的原因。高浓度的镍和锌也会考虑到同样的污染,造成溶液中氧和氰化物的损失。

通过简单的试验,开发出一种短期的解决方案和一种长期的解决方案。短期的方案是集中解决CIL系统中氧浓度问题,从5号选矿厂缓冲槽取来的矿浆样放入搅拌的CIL反应槽中,试验氧化二价铁的最佳条件和最佳的氰化物浓度。氧化二价铁需要向矿浆中充入空气,使溶解氧达到 4×10^{-6} ,氰化钠质量浓度达到0.13 g/L,才能达到最佳的金回收率。

继续用从生物氧化堆浸取出的矿样,通过CIL半工业试验开发长期的解决方案。半工业试验厂与5号选矿厂一样,有两个平行的4段浸出槽。进行有酸洗和没有酸洗的两套平行的试验。酸洗试验把水用硫酸调整到pH值为2,与生物氧化后的矿石1:1混合,放置24 h,然后压滤,滤饼再造浆进行氰化浸出。酸洗后CIL给料中金属离子含量下降了10倍(即只有原来的10%)。酸洗后的金回收率提高了13个百分点,而没有酸洗的矿样其金回收率还不足35%。另外从尾矿的溶液分析中可以看到酸洗后尾矿中氰化物含量降低了25%。

CIL半工业试验做出结论,提高金回收率的长期解决方案必须控制生物氧化溶液的化学成分,尽量减少进入炭浆厂原料中的可溶性金属。在生物氧化系统中要增加更大的水处理设施。2000年9月,根据试验结果,5号选矿厂改在缓冲槽充入更多的氧并且在2号缓冲槽加氰化钠,以减少氰化钠的总消耗量。降低CIL的作业矿浆浓度,以增加矿浆中的溶氧量。

Newmont公司在第一年共有240万吨矿石进入生物氧化系统,是第一个在黄金工业中应用原矿生物氧化堆浸工艺。经过生物氧化以后的矿石在前3个月平均黄金回收率达到55%~60%,经过对生物氧化和碳浆厂的改造以后,金回收率达到了65%。

28.2.5.4 辽宁天利金业有限责任公司

辽宁天利金业有限责任公司位于辽宁凤城市。凤城地区难处理金矿资源丰富,传统的提金工艺金回收率仅为3.41%,银回收率仅为31%,该公司与长春黄金研究院密切合作,以凤城地区黄金资源为依托,以长春黄金研究院技术为支撑,建设了具有自主知识产权的日处理100 t难处理金精矿的生物氧化提金厂。该厂也是国家发改委和科技部支持的生物氧化工业化示范厂。该公司生物氧化厂于2003年7月正式投料试车,同年11月已经全面超过设计指标,全月处理金精矿3087 t,金氰化浸出率达到95%以上。

生物氧化厂投产以后,夏季操作温度在50℃左右,冬季保持在40~42℃。生产实践证明,在38~52℃之间,温度的逐渐变化对生产指标影响不明显,使用菌种的氧化活性、温度适应范围已经达到国际领先水平。

该厂投产以后。生物氧化的矿浆浓度逐年提高,处理矿量也逐年提高,到2007年,矿浆浓度已经达到25%,处理矿量达到150 t/d。即在基本上不增加任何设备的情况下,生产能力提高了50%。

辽宁天利金业有限责任公司生物氧化厂生产成本见表28-20,主要指标见表28-21。

表 28-20 辽宁天利金业有限责任公司生物氧化厂生产成本统计(2004 年 4 ~ 7 月)

项 目		单耗/kg · t ⁻¹	单价/元	单位成本/元 · t ⁻¹
材料消耗	钢球/kg	1.85	4.00	7.41
	衬板/kg	0.37	5.20	1.92
	硫酸铵/kg	2.82	0.72	2.03
	磷酸氢二铵/kg	0.214	2.52	0.54
	硫酸钾/kg	0.279	2.01	0.56
	絮凝剂/kg	0.115	38.00	5.89
	石灰/kg	304	0.12	36.47
	液体氰化钠/kg	20.59	2.15	46.33
	消泡剂/kg	0.074	15.00	1.11
	锌粉/kg	1.37	13.80	18.94
	醋酸铅/kg	0.103	9.74	1.00
	滤布/套		79	2.68
	滤纸/张		2.5	0.41
	橡胶软管/根		780.00	3.14
	油类/kg			4.58
	其他			24.15
	合计			157.17
动力	电/kW · h	267.7	0.45	120.45
	动力水		3 万元/年	0.83
	合计			121.28
工资	工资/元			13.18
	附加费/元			1.88
	合计			15.06
合 计				293.51

表 28-21 辽宁天利金业有限责任公司生物氧化厂主要技术指标

项 目	设计指标	生产指标
生产规模/t · d ⁻¹	100	150
磨矿细度 - 37 μm 含量/%	80	83
矿浆浓度/%	16	24 ~ 26
矿浆温度/℃	40 ~ 42	38 ~ 52
氧化时间/d	6	5.5
培养基用量/kg · t ⁻¹	7.1	3.5
金精矿金品位/kg · t ⁻¹	55	40
金精矿银品位/kg · t ⁻¹	155	190
氧化渣金品位/kg · t ⁻¹	77.20	52
氧化渣银品位/kg · t ⁻¹	209.58	220

续表 28-21

项 目	设计指标	生产指标
硫氧化率/%	68	75
砷氧化率/%	82	93
金浸出率/%	93.97	96.60
银浸出率/%	53.14	89.00
金置换率/%	99.95	99.85
银置换率/%	99.00	99.50
冶炼率/%	99.50	99.50
金总回收率/%	93.00	95.00
银总回收率/%	50.00	81.00

28.2.5.5 烟台市黄金冶炼厂生物氧化厂

烟台市黄金冶炼厂生物氧化车间是中国第一个以难处理金矿为原料的工业生物氧化生产厂,由北京有色冶金设计研究总院负责总体设计和非标准设备设计,长春黄金研究院负责提供菌种和技术支持。该厂全部应用国内采集和驯化的菌种和技术研究成果,采用国内生产的设备和仪表。设计规模 50 t/d,到 2001 年 4 月,车间已全面超过设计指标,特别是金回收率长期保持在 95% 以上,不仅高于 91.4% 的设计指标,也高于小型试验的指标。该厂投产以后,经济效益十分显著,所以投产仅几个月即着手扩建到 80 t/d。该厂设计除空压机外,全部为露天布置,投产以后压滤机和磨矿部分加了雨篷。

由于是国内第一个生物氧化工厂,具有一定的投资风险,设计上尽量减少基本建设投资,尽量减少不锈钢用量和少用比较昂贵的仪表。所以该厂的投资比较低,到 2000 年末,固定资产投资约 1200 万元。

由于烟台黄金冶炼厂在常规金精矿的原料来源方面已经建立了稳定可靠的渠道,利用已有的氰化生产能力处理常规金精矿的效益更高,故决定在 2007 年第四季度逐步停止生物氧化的生产。

烟台黄金冶炼厂第一期工程(50 t/d)6 台 $\phi 8.0\text{ m} \times 7.5\text{ m}$ 生物氧化槽是用非金属材料制成的。内壁采用聚丙烯板,外壁采用玻璃纤维浸环氧树脂缠绕而成。外壁的厚度根据上下受力不同而有所区别。由于槽体很大,必须由专业制造厂在现场加工。支撑传动系统和操作台的主梁是空心的,同时也是主供气管道,设计有独立的支撑系统不与非金属槽体发生关系。这种槽体在投产后长期运转,没有出现过任何问题。非金属材料的传热效率很低,不利于热量散发,当原料中含硫较低时在寒冷地区有利于维持热量平衡。

第二期工程(30 t/d)3 台 $\phi 8.0\text{ m} \times 7.5\text{ m}$ 生物氧化槽用普碳钢在现场制造,由专业公司在现场内衬环氧玻璃纤维。各段氧化槽之间没有高差,矿浆流动全部采用空气提升。这种氧化槽投资省、安装方便、上马快,运转也很正常。因为是第一次采用这种槽体,按照合同,承包方需定期(3 年左右)对槽体的腐蚀情况进行检查。

氧化槽的主轴、叶轮和排管换热器都用 316 L 不锈钢制成。

生物氧化反应所需要的氧是从空气中供给的,空气中的氧必须先进入矿浆变为溶解氧才能通过微生物发生化学反应,气态氧是通过气相与液相的接触面溶入液相的。因此,如何

最大限度地增加气相与液相的接触面就成为氧化槽充气系统设计的关键。烟台黄金冶炼厂的氧化槽改变了传统的通过搅拌叶轮向矿浆中分散空气的方式,而是通过空气分散器向矿浆中分散空气。

每台氧化槽下部共有 36 个空气分散器,总面积约 9 m²。空气通过工业滤布以微小的气泡状态进入矿浆,试验表明,当空气通过滤布的速度小于 3 m/min 时,滤布的阻力只有 1.96 kPa 左右。当空气速度大于 10 m/min 时,不仅阻力加大,气泡直径也很大。

这种充气系统在投产初期使用效果非常好,空气用量也比较小,但是连续生产几个月以后,发现滤布结垢越来越严重,最后不得不将滤布改为橡胶板,橡胶板分散空气的效果比滤布差,但能维持较长的寿命,与搅拌叶轮分散空气的方式比较,橡胶板分散器的空气用量要大一些。

由于氧化槽的叶轮没有分散空气的功能,φ8.0 m × 7.5 m 氧化槽安装电动机为 18.5 kW,实际运转功率约为 12 kW。

烟台黄金冶炼厂生物氧化—氰化提金工艺生产指标见表 28-22。

表 28-22 烟台黄金冶炼厂生物氧化—氰化提金工艺生产指标

项 目		2006 年	2005 年
生产规模/t · d ⁻¹		80	80
金精矿品位/g · t ⁻¹	Au	51.26	55.26
	Ag	94.84	104.41
氧化渣品位/g · t ⁻¹	Au	69.10	75.05
	Ag	108.14	124.08
氰化浸出率/%	Au	96.28	96.72
	Ag	93.15	92.19
中和渣中 Ag 损失/%		15.67	12.56

28.2.5.6 江西三和金业有限公司

江西三和金业有限公司生物氧化厂建设规模 100 t/d,处理原料来自金山金矿和花桥金矿。2005 年 11 月建成,2006 年 3 月顺利投产。

在磨矿细度 -0.045 mm 占 95%、矿浆浓度 18%、氧化温度 38 ~ 42℃ 条件下,试验结果见表 28-23。

表 28-23 生物氧化、氰化试验结果

氧化时间/d	原矿金品位/g · t ⁻¹	氧化渣金品位/g · t ⁻¹	金氰化浸出率/%
3	77.48	88.67	95.83
4	77.48	98.93	96.42

该厂利用紧靠河边的有利条件,氧化槽采用在槽壁外面喷水的冷却方法(仍然设计有槽内冷却排管)。氧化渣采用 3 台浓密机逆流洗涤。主要生产设备:球磨机 φ1.5 m × 4.5 m 1 台,浓密机 φ12 m 1 台,生物氧化槽 φ8 m × 8.5 m 6 台,高效浓密 φ9 m 3 台,中和槽 φ4.5 m × 5 m 5 台,鼓风机 GM35H 110 kPa 220 m³/min 1 台。

该厂处理的金精矿中单体金多,金的粒度粗细不均,其中 +37 μm 占 43.1%。投产以后氧化槽内有明显的粗粒金沉淀。因此,在今后的生物氧化工厂的试验和设计当中,对于粗粒金应当增加重选设施。江西三和金业有限公司生物氧化厂设计技术经济指标见表 28-24,流程考察指标见表 28-25。

表 28-24 江西三和金业有限公司生物氧化厂设计技术指标

生物氧化厂		生物氧化		炭 浆	
处理量	100 t/d	磨矿细度 -0.045 mm	95%	作业浓度	28%
	33000 t/a	氧化浓度	18%		96 h
氧化处理量	78.3 t/d	矿浆电位	450 ~ 550 mV	浸吸时间	25 kg/t
	25839 t/a	pH 值	1 ~ 2	CaO 用量	8 kg/t
产金量	7353 g/d	温度	35 ~ 45℃	NaCN 用量	120 g/t
	2426 kg/a	充气量	0.06 m ³ /(m ³ _{矿浆} · min)	活性炭用量	400 g/t
金精矿品位	77.48 g/t	氧化时间	4 d	消泡剂用量	18%
氧化渣品位	98.98 g/t	培养基用量	4 kg/t	金精矿水分	1586.45 m ³ /d
氧化渣洗涤率	99.85%	絮凝剂用量	300 g/t	总用水量	330.05 m ³ /d
金浸出率	96.00%	脱砷率	92.25%	其中新水	
金吸附率	99.50%	脱硫率	85.11%		
金冶炼率	99.50%	中和时间	4 h		
金总回收率	94.50%	CaO 消耗	475 kg/t		

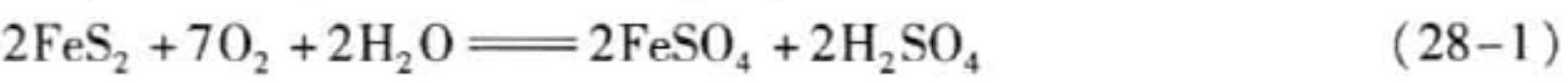
表 28-25 江西三和金业有限公司生物氧化厂流程考查指标

指标	矿浆浓度 /%	Au 品位 /g · t ⁻¹	w(As) /%	w(Fe) /%	w(S) /%	ρ(Fe ²⁺) /g · L ⁻¹	ρ(Fe ³⁺) /g · L ⁻¹	pH 值	矿浆电位 /mV	氧化率/%			金氰化浸 出率/%
										As	Fe	S	
浓密	63.5	68.28	3.82	25.26	24.30								
调浆	16	68.28	3.82	25.26	24.30								
2 号	15	72.8	0.74	22.75	18.50	1.5	16.4	1.5	535	81.83	15.53	16.35	78.92
3 号	14	78.3	0.71	21.35	16.88	1.3	16.4	1.5	545	83.79	26.30	39.43	81.35
4 号	15	88.92	0.65	21.74	20.44	0.7	14.8	1.4	575	86.93	33.91	35.41	85.41
5 号	14	129.8	0.60	18.34	17.76	0.5	18.1	1.2	588	88.84	61.80	61.55	93.43
6 号	14	145.2	0.56	13.62	13.35	0.4	22.2	1.1	603	93.11	74.64	74.16	95.21

28.3 加压氧化预处理工艺

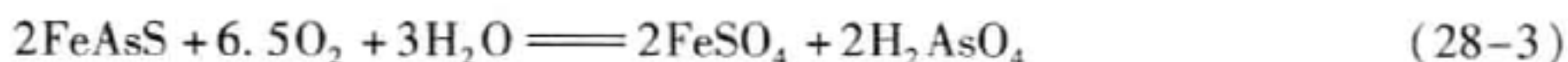
这是使包裹金得以暴露的很有效的冶金方法,是 20 世纪 80 年代发展的新技术。含砷黄铁矿精矿加压浸出(热压)可在酸性介质也可在碱性介质中进行。但目前较广泛采用的预处理方法是酸性热压氧化法,处理黄铁矿或砷黄铁矿包裹金。

在酸性热压氧化过程中,黄铁矿存在生成 S⁰ 或 H₂SO₄ 两个平行的氧化竞争反应:

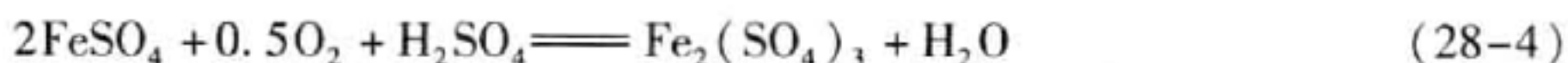




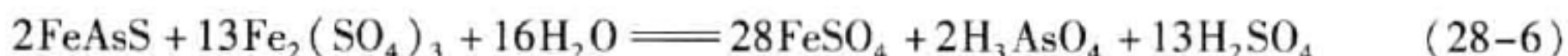
砷黄铁矿存在下列反应：



反应产生亚铁离子进一步被氧化成高铁离子：



Fe^{3+} 作为强氧化剂同样也参加反应：



进入溶液中的砷以微溶性的砷酸铁沉淀：

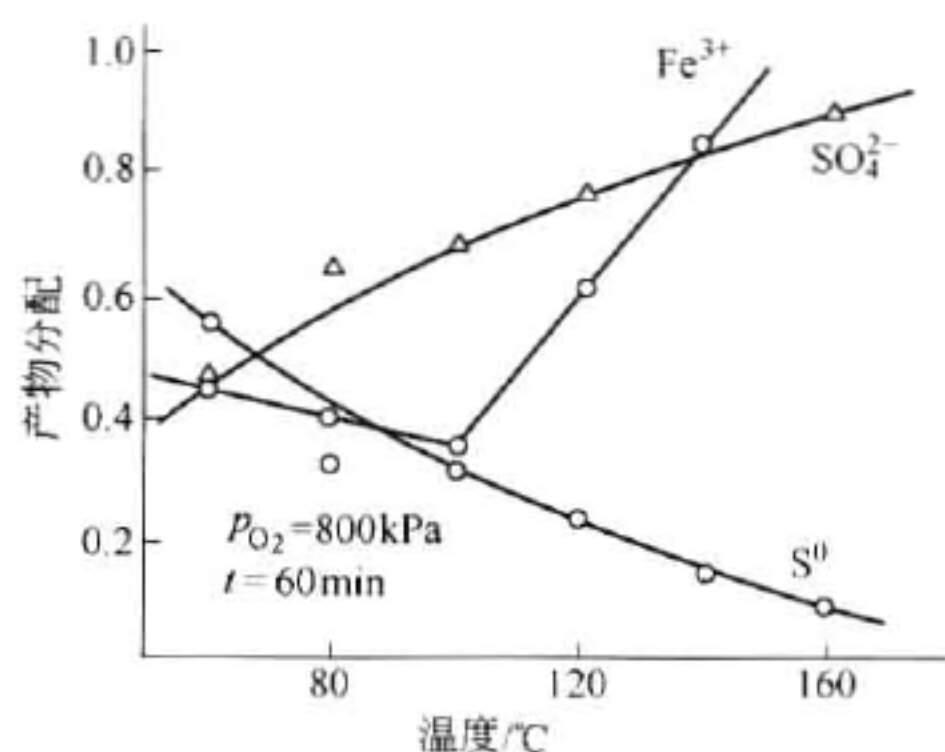
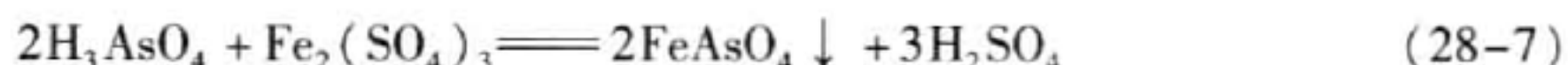
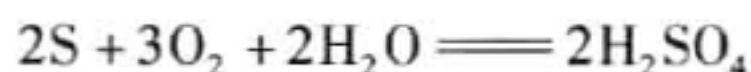


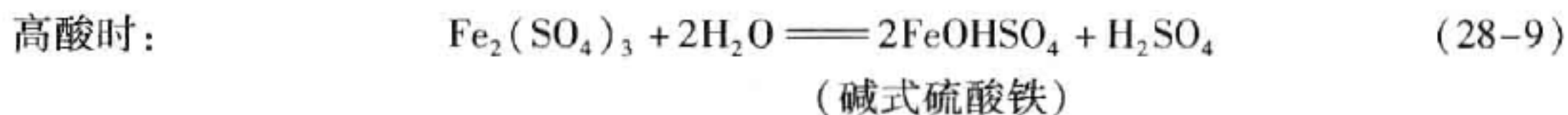
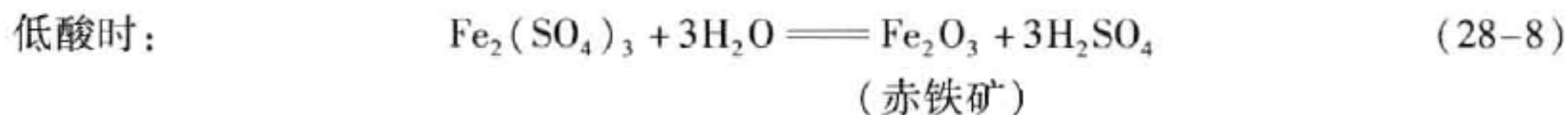
图 28-11 温度对黄铁矿氧化产物分配的影响

Fe^{3+} 浓度越高,溶液酸度越小则砷沉淀越完全。

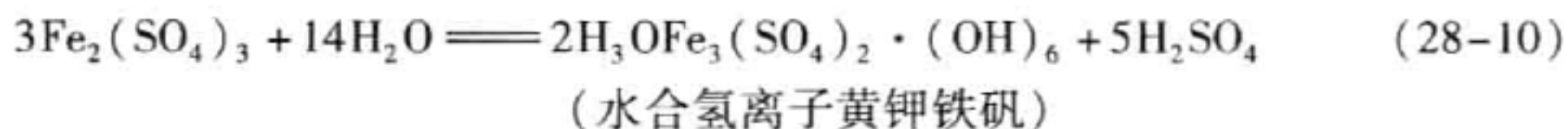
黄铁矿被氧化程度与温度、时间、氧分压、酸度及参与反应的硫酸盐浓度等有关。当反应温度高于硫的熔点 118°C 时,反应主要按式(28-1)进行。反应温度对反应产物组成的影响如图 28-11 所示。从图中曲线可知,在 160°C 条件下浸出 1 h,元素硫的生成降至被氧化硫总量的 10%。原矿中硫主要以硫酸根形态转入溶液。由于温度在 120°C 以上时,产生的熔融硫会包裹硫化物和金粒,不利于金的氰化。故实际控制的温度常在 175°C 以上,此时元素硫被氧化成了硫酸：



热压氧化分解产生的铁离子的水解程度及沉淀物组成取决于高价铁离子浓度、硫酸浓度、矿浆浓度、温度等因素。当温度高于 150°C ,发生下列两个水解反应。



同时也会生成黄钾铁矾型化合物沉淀：



几种产物中以赤铁矿为最好的沉淀形态,最有利于后续中和及金的回收。赤铁矿沉淀容许的硫酸质量浓度上限 170°C 时为 55 g/L 、 200°C 时为 70 g/L 。因此,酸性热压浸出的温度应高于 160°C ,一般在 175°C 以上。

加拿大 Sherritt Gordon 矿业公司采用热压氧化法处理的矿石主要含黄铁矿及砷黄铁矿、磁黄铁矿。控制条件为：矿浆浓度 $6\% \sim 15\%$ 、氧化温度 185°C 、磨矿粒度 $95\% - 44\text{ }\mu\text{m}$ 、总压力 $1.5 \sim 2.0\text{ MPa}$,金的氰化浸出率从直接氰化的 $5\% \sim 74\%$ 提高到热压氧化后的 $96\% \sim 98.5\%$ 。

28.4 焙烧预处理工艺

用焙烧法对难浸金矿进行预处理以提高金的氰化浸出率已经得到广泛的应用。根据物料特性,焙烧分精矿焙烧和原矿焙烧。作业方式分一段焙烧和二段焙烧。

沸腾焙烧具有如下优点:

- (1) 最终焙砂有非常高的孔隙度,使被包裹的金矿物暴露出来,有利于回收。
- (2) 经过焙烧硫、砷被氧化而从焙砂中脱除并得到利用。
- (3) 硅石中以 SiO_2 形态保留下来,它在硫酸浸出时不溶出。
- (4) 焙砂中的铁主要是以赤铁矿(Fe_2O_3)形态存在,它在酸浸中微溶。
- (5) 由于不存在二次可溶出的化合物,浸出液具有极好的沉淀性和过滤性。

28.4.1 贮矿与调浆

28.4.1.1 贮矿

国内黄金冶炼厂的原料来源比较分散。为了均衡生产,各厂均需贮备一定数量的原料。贮矿仓的作用主要是:

- (1) 贮存一定数量的精矿,使冶炼厂在精矿供应中断时能持续生产。
- (2) 在冶炼厂大修停产时能容纳选矿厂送来的一定数量精矿,使选厂能持续生产。
- (3) 完成配料前的取样化验、初混等准备工作,使入炉精矿成分较为稳定。

精矿仓的贮存量取决于冶炼厂日处理量和精矿的贮存天数。目前,黄金冶炼厂一般将精矿仓的贮存天数按 20 ~ 30 d 考虑。为了适应精矿采购和市场经济的需要,只靠精矿仓来贮存所购精矿是远远不够的,因此各冶炼厂都建有一个很大的精矿堆场。露天堆场易造成金属损失(据统计可达 0.3% ~ 0.5%),而且会造成环境污染。因此,黄金冶炼厂的堆场多采用轻型钢结构,防雨屋顶,周围有 1.5 ~ 1.8 m 高的围墙。

黄金冶炼厂的规模不是很大,一般处理量 200 t/d,最大不超过 400 t/d。精矿仓的功能不仅仅是贮矿,更重要的是配矿。精矿仓的跨度一般为 18 ~ 24 m,长度 60 ~ 72 m。大多采用半地下式,地下 3 m,地上 3 m。整个矿仓分为 4 ~ 5 个小仓。仓与仓之间有隔墙分开,其中 2 个作为配矿仓。精矿仓的主要设备是两台 5 t 抓斗桥式起重机,吊钩上安装有电子秤以进行初步计量,有的是以所抓斗数来计量。

矿仓的一端留有 4 m 左右的距离,作为起重机的检修场地。

矿仓的另一端设有调浆槽,为沸腾焙烧炉供料。

配矿黄金冶炼厂往往将高硫矿、低硫矿、高铅矿、低铅矿、高铜矿、低铜矿分别堆存。入炉的混合矿含硫控制在 25% ~ 30%。根据实践经验,只要给料含硫大于 21% 就可以满足浆式进料沸腾焙烧炉的自热平衡,也可以满足二转二吸制酸的要求。给料中铅一般控制在 3% 以下,因为铅的熔点低,超过 3%,容易结炉。铅的均衡给人还有另一个应该引起重视的问题,焙砂中的硫酸铅在氰化浸出时能够形成铅矾,对金形成包裹,影响金的浸出率。因此,在氰化前进行碳酸钠(现在采用化肥)转化,碳酸盐比较松散,易于氰化钠与金的接触,提高金的浸出率。碳酸钠的消耗量比较大,稳定入炉精矿中的铅含量,对稳定操作,减少辅料的消耗也是很重要的。铜在黄金冶炼厂的利润中占有很大的比例,即使金精矿中含铜比较低,往往还采购铜冶炼厂不愿收购的含铜小于 10% 的精矿配入炉料。一般入炉混合精矿中铜

控制在2%~3%,以稳定铜萃取的操作。

采用二段焙烧的冶炼厂在配料时除注意上述条件外,应将高砷精矿和低砷精矿分别堆存,经配料后入炉精矿含砷稳定。一方面达到最佳的除砷效果,另一方面也能稳定收砷系统的操作条件,保证砷尘和烟气的质量。一般将高砷精矿和低砷精矿配成含砷不超过8%的混合矿入炉。

受生产规模的限制,黄金冶炼厂配矿多采用堆锥法。即利用抓斗将各类矿抓起堆出锥形,矿粉借助重力自然下落而分层扩散混合。在一次堆锥后进行倒矿,也就是将一次堆锥混合好的矿进行二次堆锥,以达到更好的混矿效果。

28.4.1.2 调浆

黄金冶炼厂的焙烧工艺最初设计也和有色冶炼厂一样,对精矿进行干燥。采用的主要设备是圆筒干燥窖和鼠笼破碎机。出于对加工成本考虑,采用粉煤作为燃料。经过几年的实践,暴露出的主要缺点是:

- (1) 粉尘飞扬,劳动条件差,同时造成的机械损失在0.3%左右。
- (2) 烟气含有低浓度 SO_2 ,如果不治理将造成环境污染,如果治理投资很大。
- (3) 在氰化过程中,煤灰对金有吸附作用,金的损失率达0.5%~1%。

基于上述原因,国内外处理金精矿的沸腾炉均采用浆式进料。

浆式进料的泵多采用软管泵,进料准确,沸腾炉的炉况稳定,床层温度波动小,焙砂中的Cu、Pb、Zn等硫酸化程度高,在氰化前除杂效果好;炉子密封严,漏风量少,烟气中 SO_2 浓度高,有利于制酸。

浆式进料的主要缺点是矿浆带入的水量多,出炉烟气量大,导致收尘和制酸净化设备加大;烟气中的水分高,露点温度升高,因此对收尘设备保温,特别是排料口的保温要求高;物料产生的热很大一部分用于矿浆中的水加热和汽化,余热利用不如干式进料。

尽管如此,浆式进料和干式进料相比,利大于弊,这就是浆式进料被广泛采用的原因。

我国第一个采用浆式进料的沸腾焙烧炉是河南中原黄金冶炼厂。抓斗起重机将配好的物料送到圆料仓,经圆盘给料机给到皮带秤,称重后落到斜坡皮带运输机上,将物料输送到调浆厂房的最高层,再经往复皮带运输机分别落到左右两个搅拌槽。

搅拌槽和调浆槽共4台,分2组,上下2层排列。先向搅拌槽内充水,开动搅拌桨,再供料。给料→搅拌→排料每周期为8h。上层搅拌槽和下层调浆槽之间设有振动筛,将精矿中夹带的石子、砖头和木块等杂物筛去,筛下物流进调浆槽,继续搅拌4h由软管泵给沸腾炉供料。矿浆液固质量比控制在3.0:7.0。高浓度调浆搅拌槽是非常均匀的,生产中实测值,上层和底层矿浆浓度差在1%左右。

搅拌槽为 $\phi 3500\text{ mm} \times 4000\text{ mm}$,电机功率22 kW。槽体为钢板焊接,由于精矿夹带石子等杂物在搅拌中的快速移动,槽体下部容易造成磨损,特别是排料口部位,每年都要进行修补。

河南中原黄金冶炼厂所用的是从澳大利亚引进的软管泵(SP/65),流量 $9\text{ m}^3/\text{h}$,扬程110 m,功率11 kW。现在国内各冶炼厂均采用国产泵,最大流量 $16\text{ m}^3/\text{h}$,压力1.3 MPa,功率11 kW,用变频调速来调整流量。

振动筛的筛上物中木块要人工清除,剩余的石子,还有一部分是没有搅开的干矿送至一

台小球磨机磨碎后再返回搅拌槽。

这种配置在大型黄金冶炼厂的使用效果是比较好的,但是占地面积大,设备台数多,投资高,特别是往复皮带易跑偏,所以仅在河南中原黄金冶炼厂采用这种上料方式。国内其他黄金冶炼厂一个系列每天处理 200 t 精矿,一般都将搅拌槽和调浆配置在精矿仓,调浆方法没有变化。为了不增加精矿仓的高度,往往将调浆槽配置在地坑内。精矿仓见图 28-12、图 28-13。

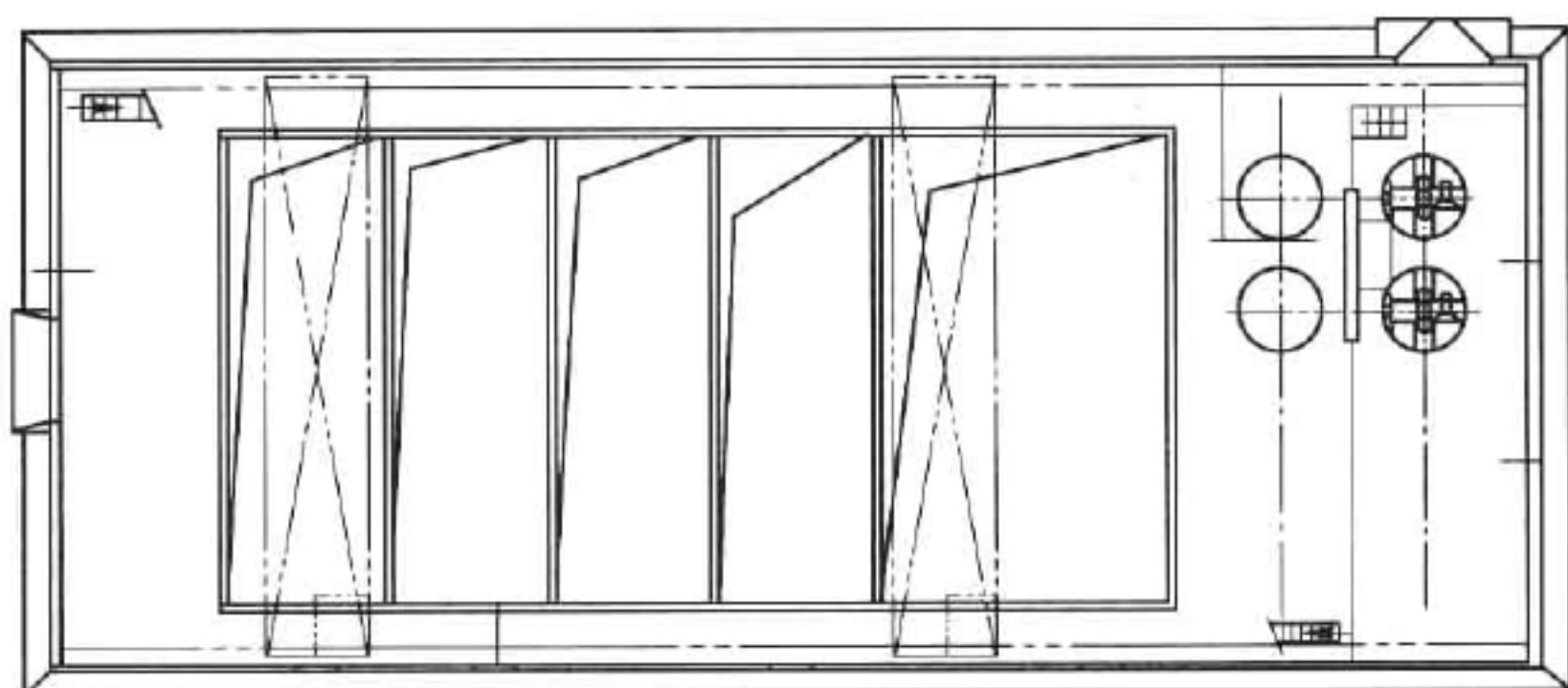


图 28-12 精矿仓平面图

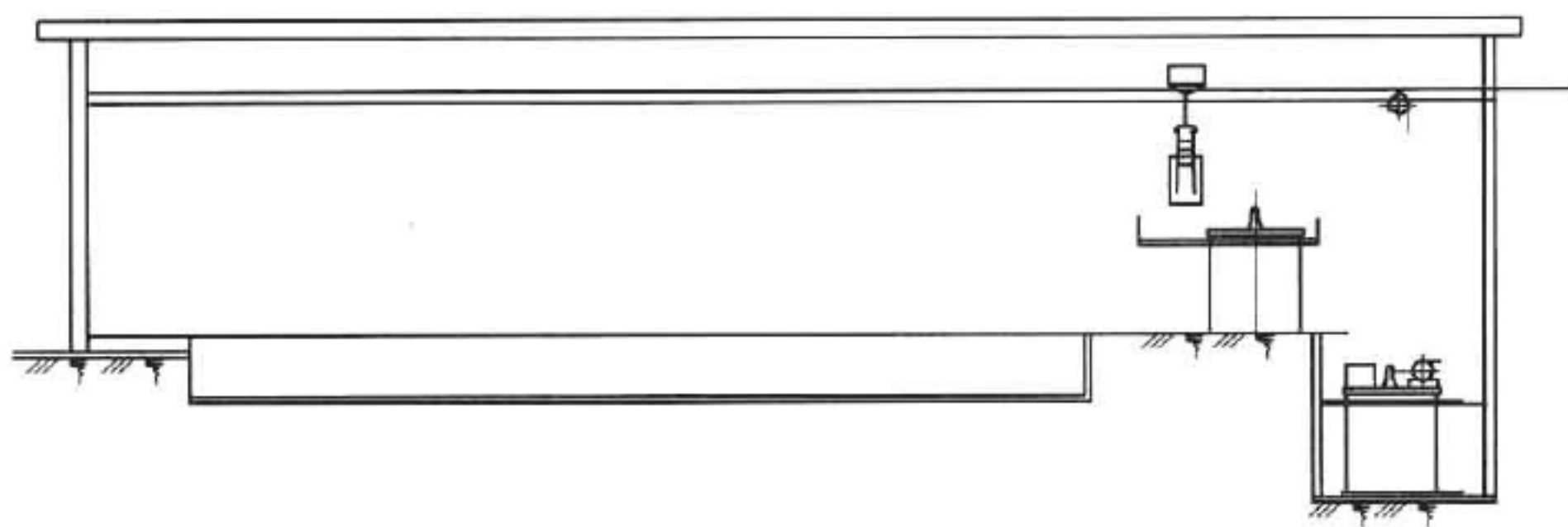


图 28-13 精矿仓立面图

28.4.1.3 贮矿区域运输车辆的清洗

运输车辆在卸料和经过精矿堆场时,车轮都粘有精矿粉,因此,在精矿场地车辆出口设有冲车场。就是用水枪将车轮冲洗,冲洗水自流到沉降池,矿粉沉积到一定程度人工清理后再进入沸腾炉,溢流返回作冲洗水或回用水。

28.4.2 硫酸化焙烧

某些金矿资源,由于矿石中金与多种金属,如铜、铅、锌等矿物紧密共生,分离困难,难以选出单一的金或有色金属精矿。针对这类复杂难处理金矿,1980 年国内多家科研单位进行了硫酸化焙烧的试验研究工作,取得了很好的试验结果。采用硫酸化焙烧,最大限度地使铜、铅、锌等有价值金属转化为水溶和酸溶形态的硫酸盐、碱式硫酸盐,铁转化为氧化物以提高氰化金的浸出率。

硫酸化焙烧工艺流程见图 28-14。

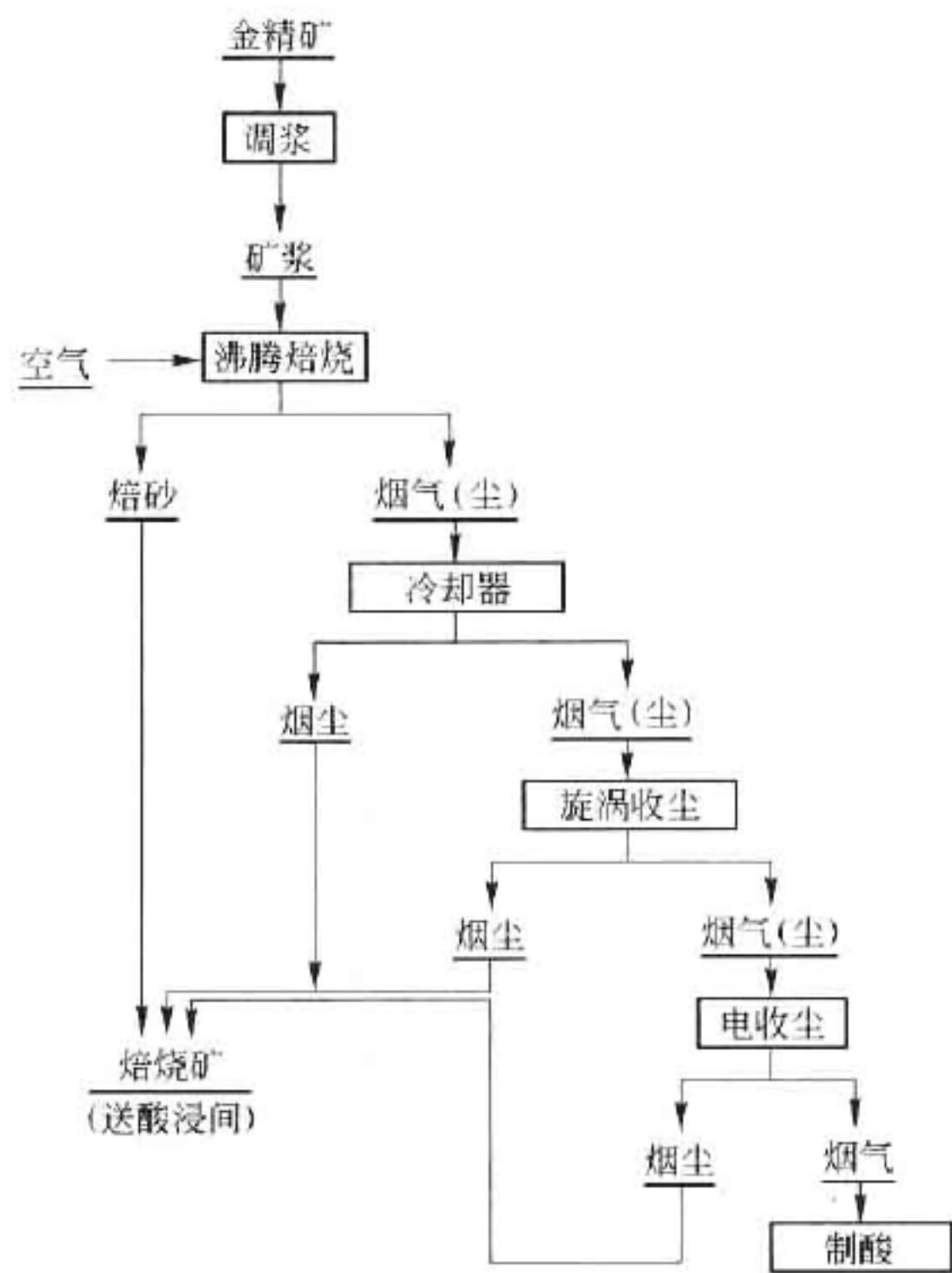


图 28-14 硫酸化焙烧工艺流程

28.4.2.1 原料

黄金冶炼厂的原料都是国内采购,多点供应。进厂原料中砷、锑必须在允许的范围。对金、银、铜、铅、锌、铁、硫等以外的元素很少进行全分析。某些冶炼厂金精矿的化学成分见表 28-26。

表 28-26 金精矿主要成分 (%)

矿样	Au(g/t)	Ag(g/t)	Cu	Pb	Zn	Fe	S
1	43.00	150.08	2.75	2.50	1.18	26.25	26.05
2	46.14	116.81	1.91	2.23	2.10	29.85	27.87
3	38.48	156.10	1.08	1.78	1.98	29.31	25.35

从能查到的数据来看含 As 0.002% ~ 0.04%、F 0.03%。尽管在分析数据中没有 Hg 的含量,但每年检修制酸系统电除雾器时都发现大量的金属 Hg 球。

金精矿的粒度分级见表 28-27。

表 28-27 金精矿的粒度组成

粒度/mm	+0.125	-0.125 ~ +0.106	-0.106 ~ +0.075	-0.075 ~ +0.063	-0.063 ~ +0.050
含量/%	3.17	4.65	7.57	7.89	7.65
粒度/mm	-0.050 ~ +0.037	-0.037 ~ +0.027	-0.027 ~ +0.019	-0.019 ~ +0.013	-0.013
含量/%	9.85	8.42	14.82	16.31	19.67

28.4.2.2 沸腾焙烧炉

浆式进料沸腾焙烧炉与干式进料沸腾焙烧炉的结构大同小异。中原黄金冶炼厂沸腾焙烧炉炉体结构见图 28-15, 炉子的主要技术参数见表 28-28。

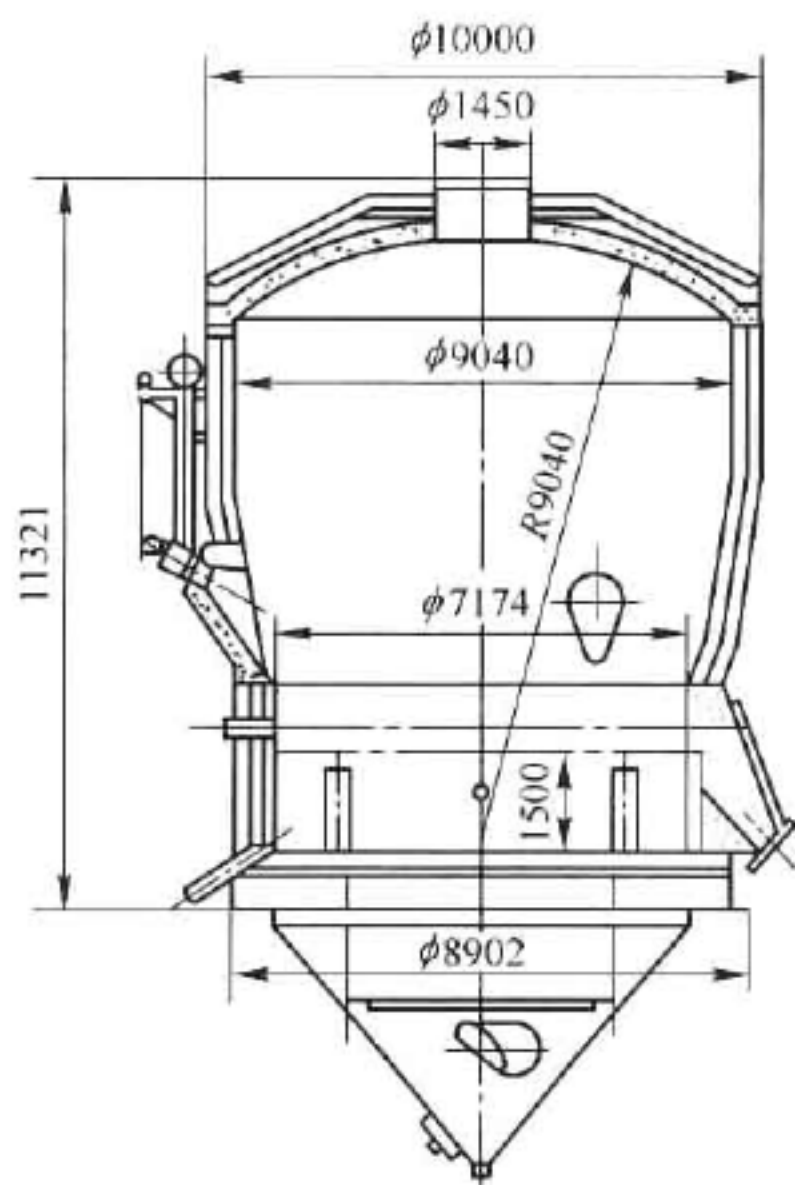


图 28-15 沸腾焙烧炉炉体结构

表 28-28 炉子的主要技术参数

处理量/t · d ⁻¹	250
入炉矿浆浓度/%	70
炉床面积/m ²	40
风帽数量/个	2462
床能力/t (m ² · d) ⁻¹	6.81
床层高度/m	1 ~ 1.5
精矿平均粒度/mm	0.054
沸腾层温度/℃	580 ~ 640
空气量/m ³ · h ⁻¹	14000 ~ 16000
烟气量/m ³ · h ⁻¹	18000 ~ 21000
烟气温度/℃	570 ~ 630

浆式进料沸腾焙烧炉烟尘率很高, 为了降低烟尘率, 近几年设计的焙烧炉加大了扩大段的直径和炉体上部的高度, 生产状况有所改善。

28.4.2.3 焙烧操作技术条件

A 焙烧温度

焙烧温度是影响焙烧矿质量的主要因素, 一般维持在 620 ~ 670℃ 范围内。焙烧温度在 650℃ 以下时, 焙烧产物中铜主要是以硫酸铜形态存在, 称为全硫酸化焙烧。当焙烧温度控制在 650 ~ 720℃ 时, 大部分硫酸铜将随着温度升高而分解, 呈碱式硫酸铜 (CuO · CuSO₄) 形态存在, 称为半酸化焙烧。焙烧温度过低, 硫化物氧化速度慢, 硫化铁分解不完全, 在浸出过

程中会使溶液中铁的含量增高;焙烧温度过高,超过 735℃ 时,硫酸盐加速分解,硫酸铜剧烈增高。焙砂酸浸降低了铜的浸出率,在焙砂氰化浸出时增加了氰化钠的消耗,同时也降低了金的浸出率。

山东某冶炼厂尽管精矿中含铜很低,焙烧温度维持在 670 ~ 690℃ ,氰化渣含金达 2.5 g/t。后来将温度降低到 650℃ ,渣含金降低到 2 g/t。特别是浆式进料沸腾炉给料量均衡稳定,又有喷水调整炉温(有的还设有冷却盘管),误差可控制在 ± 10℃ 。

B 鼓风量与过剩空气系数

根据所处理金精矿的化学成分、物相组成及所要求的脱硫率,可以计算出理论空气量。理论空气量乘以过剩空气系数即为沸腾焙烧的实际鼓风量。沸腾炉酸化焙烧的过剩空气系数一般为 1.1 ~ 1.2。过剩空气系数小,炉气中二氧化硫浓度高,对制酸有利。高过剩空气系数有利于促使碱式硫酸铜的形成,对焙烧矿其他质量没有明显影响,但是会稀释烟气中二氧化硫浓度,对制酸不利。

当过剩空气系数一定时,鼓风量与投矿量成正比,也就是人们常说的风料比,因此配料、稳定鼓风量和投矿量在黄金原料焙烧生产中是非常重要的。三门峡冶炼厂沸腾炉主要操作参数见表 28-29。

表 28-29 沸腾炉主要操作参数

序 号	投矿量 /t · d ⁻¹	鼓风量 /m ³ · h ⁻¹	风压/kPa	炉温/℃			炉气中 w(SO ₂)/%
				底部	中部	顶部	
1	233.01	16000	11.50	653	660	609	7.0
2	229.81	16000	11.50	649	652	602	6.73
3	244.00	15500	12.20	644	647	607	7.28
4	224.5	15760	13.20	638	649	600	8.10
5	248.17	15500	12.30	644	652	610	6.25

C 空气直线速度

空气直线速度是指工作情况下单位沸腾床的气流速度,这里指的是线速度。空气直线速度是控制稳定沸腾层的重要技术条件,一定粒径的炉料能在一定空气流速度范围内稳定沸腾。因此,不同粒径炉料的直线速度应根据试验或生产实践数据确定。

在过剩空气系数一定的条件下,硫酸化焙烧炉的生产能力与直线速度成比例。直线速度大,炉子生产能力高。适当加大直线速度可增加沸腾层的孔隙率,减少烧结现象。但直线速度太大会使物料在炉内停留时间缩短,反应不完全,焙烧质量变坏,浸出率降低,烟尘率增高。硫酸化焙烧的直线速度一般采用 0.3 ~ 0.65 m/s,以 0.4 ~ 0.5 m/s 为宜。

实际生产中空气直线速度可按下式计算:

$$W = Q/F(1 + t/273) \tag{28-11}$$

式中 W——热条件下空气直线速度, m/s;

Q——单位时间鼓风量, m³/s;

F——炉床面积, m²;

t——流态化床温度,℃。

D 沸腾层高度与物料停留时间

沸腾层高度对焙烧效果有一定影响。适当增大沸腾层高度可以提高沸腾层的稳定性,

增加物料在炉内停留时间,使反应完全。一般沸腾层高度取 1.1 ~ 1.5 m。

物料在炉内的停留时间(τ)是指更新全部料层所需的时间,可按下式计算:

$$\tau = F\gamma hq(1 - \mu) \quad (28-12)$$

式中 τ ——物料在料床内平均停留时间, h;

F ——炉床面积, m^2 ;

γ ——物料的堆积密度, t/m^3 ;

h ——静止料床高度(通常为流态化床高度的 60% ~ 70%), m;

q ——加料速度, t/h ;

μ ——烟尘率,一般为进料质量的 50% ~ 60%。如为浆式进料,则可达 70% 以上。

国内的沸腾焙烧炉都是溢流排料,溢流口是用耐火砖砌筑。在生产实践中可以根据耐火砖的层数来调整沸腾层的高度以得到最好的焙烧效果。国外一些沸腾炉采用底排料,通过炉内的压差来控制料层高度和排料量,当然自动化控制系统要求较高。

E 炉底压力和炉顶压力

沸腾炉炉底压力是反映沸腾状态好坏的主要参数,包括空气分布板阻力和沸腾层的压力降。生产实测值,空气分布板阻力为 1.5 ~ 2.4 kPa。分布板阻力过小,气流分布不均匀;阻力过大,动力消耗大。沸腾层压力降相当于单位面积空气分布板上沸腾层的料重,因而与沸腾层高度,炉料重度及鼓风量有关。在生产中沸腾层高度及炉料重度较为稳定,故通常用改变鼓风量的方法控制沸腾层压力降在适量的范围内。黄金冶炼厂沸腾炉沸腾层高度一般为 1.2 m,最高不超过 1.4 m,沸腾层的压力降为 10 ~ 18 kPa。通过炉底压力的变化可以判断炉内是否有堆积,结炉等现象的发生,可以采取必要的措施进行处理。

流态化床压力降可按下式计算:

$$\Delta P = H(\gamma_{\text{固}} - \gamma_{\text{气}})(1 - \varepsilon) \times 9.81 \quad (28-13)$$

式中 ΔP ——流态化床压力降, Pa;

H ——流态化床高度, m;

$\gamma_{\text{固}}$ ——固体物料的密度, kg/m^3 ;

$\gamma_{\text{气}}$ ——空气的密度, kg/m^3 ;

ε ——流态化平均孔隙度,一般为 60% ~ 80%。

炉顶压力是指沸腾炉排烟口的压力,为了保持烟气中二氧化硫浓度和减少煤气的泄露,沸腾炉都是在微负压的情况下运行,往往将炉顶压力与排烟风机联锁,通过风机来调整炉顶压力的变化。炉顶压力一般控制在 0 ~ 50 Pa。

28.4.2.4 焙烧产物

沸腾焙烧的产物有焙砂、烟尘及烟气。

黄金原料焙砂的质量指标之一是铜的酸溶率。焙砂中铜的存在形态主要为硫酸铜、碱式硫酸铜和硫化铜。严格控制焙烧条件,使焙砂中以 CuS 形态存在的铜降到最低值方能保证铜的稀酸浸出率在 86% ~ 92% 之间,酸浸渣含铜越低,金的氰化浸出率越高,焙砂中的铁主要是 Fe_2O_3 ,难溶于稀硫酸。溶于稀酸的主要是硫酸亚铁和碱式硫酸铁,铁的酸溶率越低越好,以 1% ~ 2% 为宜。中原黄金冶炼厂的焙砂成分见表 28-30,烟尘成分见表 28-31,烟气成分见表 28-32。

表 28-30 焙砂成分 (%)

序号	Au(g/t)	Ag(g/t)	Cu	Pb	S	Fe	Fe ²⁺	Fe ³⁺
1	37.88	175.65	1.26	1.66	2.32	31.06	0.38	30.68
2	37.42	102.0	1.91	1.58	2.96	33.91	0.81	33.10
3	42.07	107.6	1.84	1.62	2.38	32.64	0.44	31.58

表 28-31 烟尘成分 (%)

Cu	Fe	Zn	S	S _{SO₄}	O ₂	CaO	Al ₂ O ₃	SiO ₂
1.55	27.8	1.26	0.54	3.8	18	1.2	4.9	31.5

表 28-32 烟气成分 (%)

SO ₂	SO ₃	H ₂ O	O ₂	N ₂
8	0.4	30.77	1.43	59.38

烟气含尘 270 g/m³, As 0.0005 ~ 0.0015 g/m³, F 0.03 ~ 0.077 g/m³。

28.4.2.5 技术指标

A 床能力

床能力的计算方法如下：

床能力 = 日处理干精矿量(t)/沸腾床面积(m²)

床能力也称为焙烧强度,是衡量沸腾炉生产能力的一个重要指标。床能力的高低受焙烧温度、鼓风量、精矿性质、炉子结构等因素的影响。焙烧温度高、鼓风量大、精矿含硫低、焙烧炉的床能力就高。澳大利亚卡尔古里冶炼厂的床能力是 6.36 t/(m²·d)。国内黄金冶炼厂的床能力 6 ~ 7 t/(m²·d)。从实际生产情况看,床能力低的沸腾炉技术指标都比较好。

B 脱硫率

脱硫率是指焙烧时转变成 SO₂ 和 SO₃ 的硫量与原料含硫量的比值。硫酸化焙烧的目的之一是脱硫,在脱硫的同时使贱金属尽可能生成相应的硫酸盐,而呈硫化物形态的硫要尽量少。在黄金生产中一般控制脱硫率在 84% ~ 87%。

C 烧成率

烧成率是指焙砂量和尘量之合与投入干矿量之比。烧成率取决于金精矿的成分,一般为 90% ~ 92%。

D 烟尘率

烟尘率是指产出烟尘的总量与入炉精矿(干矿)总量之比。

浆式进料的沸腾炉烟尘率比干式进料沸腾炉烟尘率高,可达 60% ~ 80%。澳大利亚卡尔古里炼厂烟尘率为 80%,温德拉冶炼厂烟尘率为 70%,瑞典波立登公司设计的烟尘率为 65%。国内工厂的烟尘率为 65% ~ 70%。

28.4.2.6 收尘系统

浆式进料沸腾焙烧炉的收尘系统和干式进料沸腾焙烧炉的收尘系统有很大的区别。一是浆式进料沸腾焙烧炉的烟尘率达 70%,烟气中的粉尘带走大量的焙砂显热,还有一部分没有完成焙烧反应的金精矿在烟道中继续反应,继续放热。二是浆式进料矿浆含有 30% 的水,水变成蒸汽,加大了烟气中的热容量和烟气量。浆式进料沸腾焙烧炉的烟气带出热量占炉子热支出 88.2%,其中,水蒸气带出的热量占 56.31%。因此,按干式进料设计的收尘系统无法散热,进入电收尘器的温度大于 400℃,生产无法正常运行。后来用表面冷却器代替沉灰筒,也就是加大了散热面积才解决热平衡问题。目前,多数黄金冶炼厂都采用沸腾焙烧

炉—表面冷却器—旋风收尘器—电收尘器流程。

浆式进料沸腾焙烧炉烟气中的热能利用始终是工程技术人员关切的问题。这种烟气含 SO_3 高,含水高,露点温度高,腐蚀性强。黄金冶炼厂规模都不大,烟气由 650°C 降到 350°C 所能利用的能量有限。经测算,日处理 200 t,含硫 30% 金精矿沸腾炉的烟气,如果建余热锅炉,每小时产生的蒸汽量只有 2 t。余热锅炉炉体及配套设施的造价是很高的,在经济上不太合理。

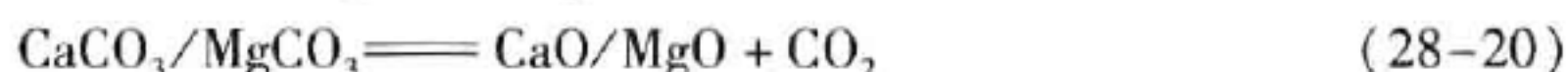
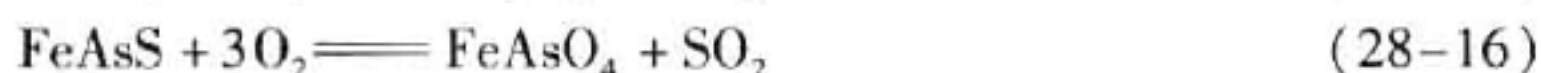
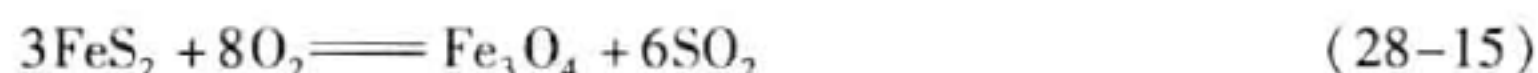
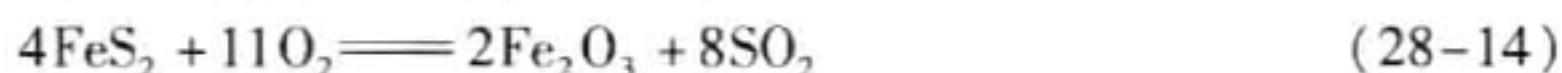
中原黄金冶炼厂采用热管蒸发器代替表面冷却器生产低压蒸汽用于生产和生活,由于设备设计不合理而失败。

28.4.3 二段焙烧

28.4.3.1 概述

随着易处理金矿资源的减少和黄金需求的增加,黄金冶炼厂一直向着难处理金矿的方面发展,特别是对含砷金精矿的处理发展更快。

处理砷黄铁矿要比处理黄铁矿要复杂一些。其主要反应:



如果在高氧化性气氛下焙烧砷黄铁矿,将发生式 28-16 的反应。这是不希望的反应,因为生成的砷酸铁(FeAsO_4)将在氰化浸出时抑制金的提取。反应式 28-17 和式 28-18 是所希望的。反应式 28-17 在较低的温度和低氧化气氛下将砷转化为可挥发的三氧化二砷(As_2O_3)。反应式 28-18 在较高的温度和强氧化气氛下进行。为了完成这两个反应,通常需要进行两段焙烧。

一段焙烧温度 $550 \sim 650^\circ\text{C}$,通过加水来控制炉温。通入空气的氧量为完全焙烧需要的 85% ~ 95%,铁转化为四氧化三铁(Fe_3O_4)。硫、砷进入烟气为 S_2 、 SO_2 、As、 As_2S_3 和 As_2O_3 。因为有硫蒸气的存在保证了一段炉的还原气氛,几乎不生成 SO_3 ,这对后面制酸系统的烟气净化非常有利。

烟气经过一段旋风收尘器后进入二段旋风收尘器(也称为后燃烧室)收尘,并在二段旋风收尘器中加入空气,使未氧化的硫、砷氧化,生成 SO_2 和 As_4O_6 ,收下的烟尘经溜管进入第二段焙炉中。

一段炉沸腾层的物料经溢流口或者底排料进入二段焙烧炉。

二段炉焙烧温度控制在 $650 \sim 700^\circ\text{C}$,一段炉焙砂中残留有 3% ~ 5% 的 FeS_2 ,在二段炉反应时就会有足够的 SO_3 分压使有价金属转变为硫酸盐。由于 FeS_2 的氧化以及四氧化三铁氧化转变为三氧化铁都是放热反应,完全可以满足二段焙烧炉操作温度的要求。

二段炉旋风收尘器的烟气与一段炉的烟气混合在一起进入烟气处理系统。

二段焙烧设备连接图如图 28-16 所示。

二段焙烧平面配置图和立面图如图 28-17 和图 28-18 所示。

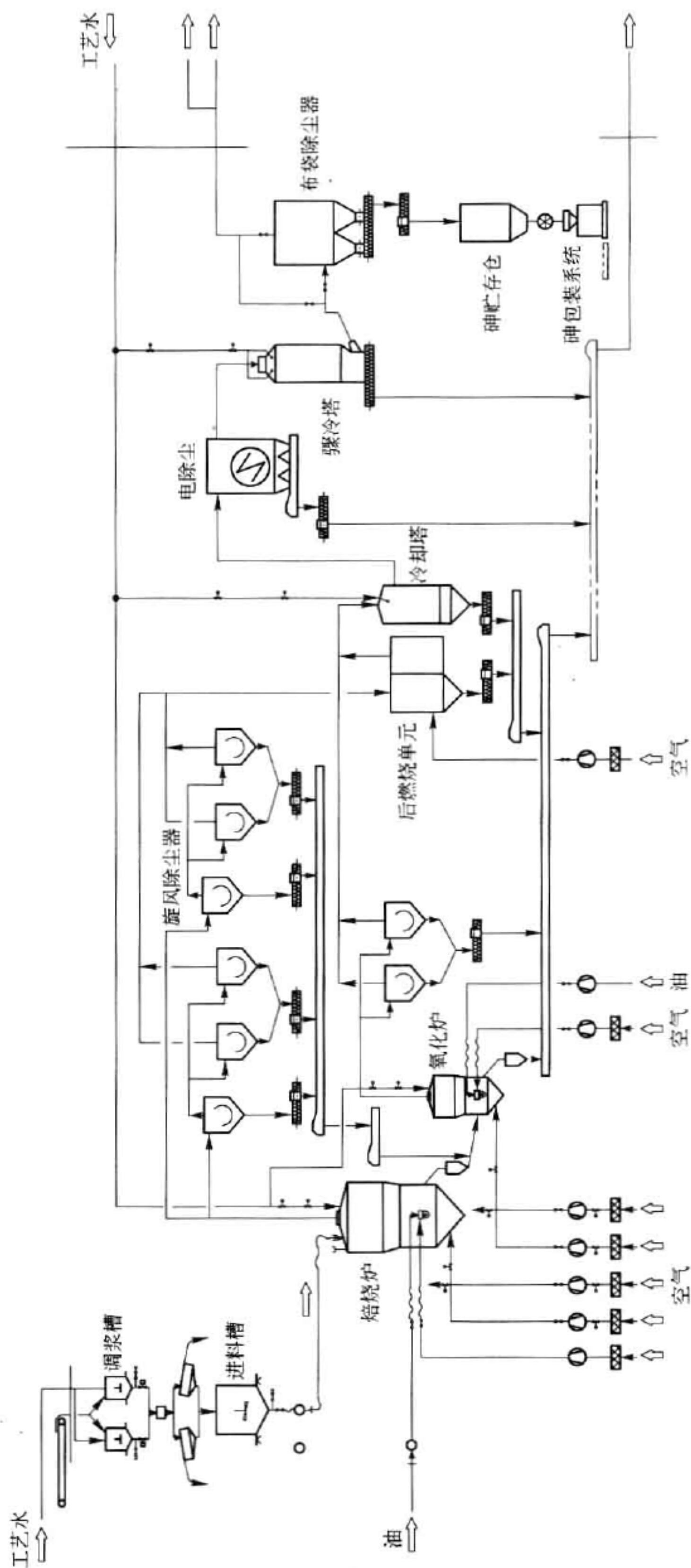


图28-16 二段焙烧设备连接

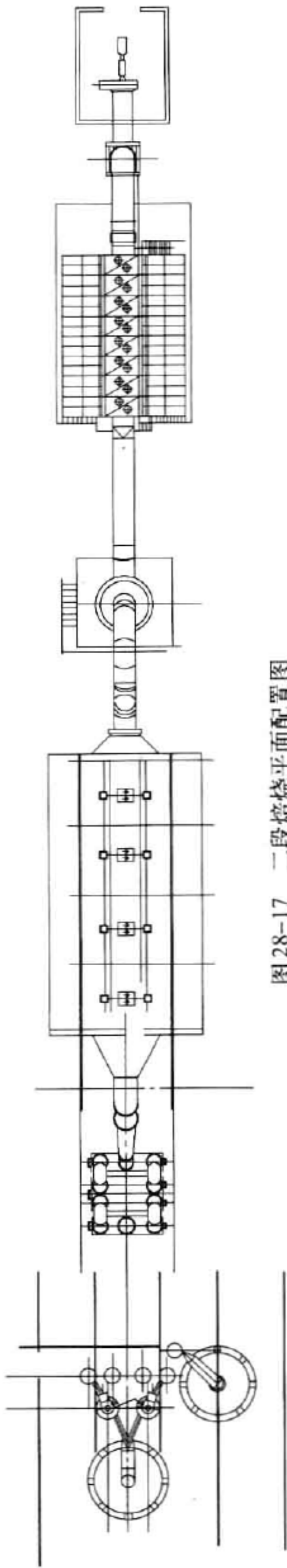


图 28-17 二段焙烧平面配置图

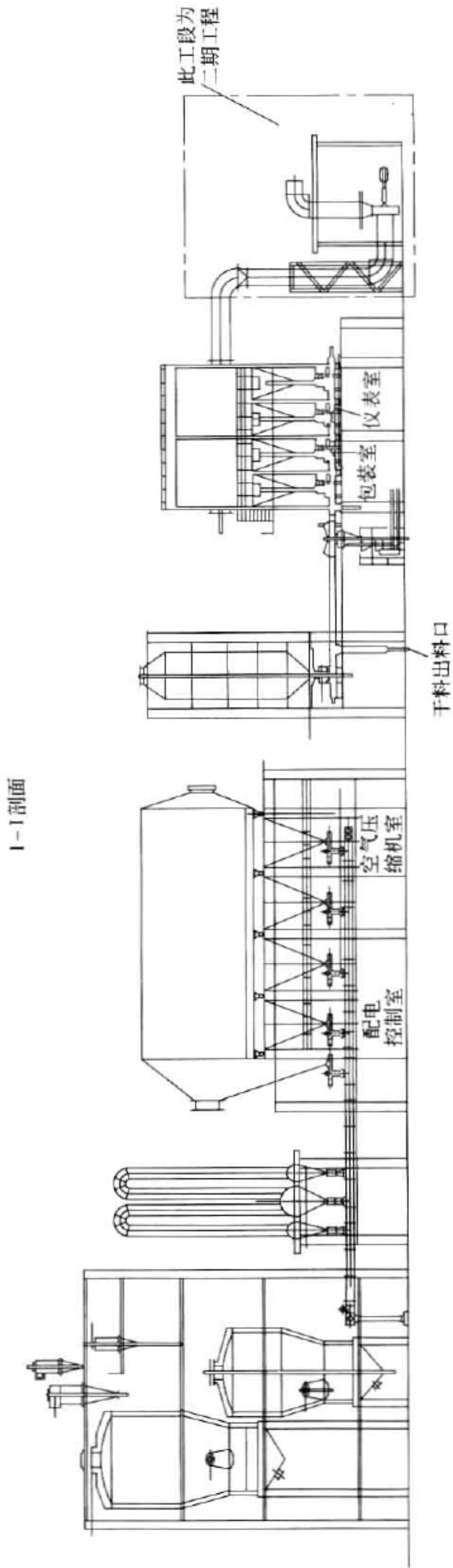


图 28-18 二段焙烧立面图

28.4.3.2 原料

由于国内没有含砷黄铁矿的大型黄金矿山,二段焙烧用的精矿来源复杂,遍及 20 多个省。山东沿海冶炼厂所用的原料来自亚洲、欧洲、非洲、南美洲等 10 多个国家。矿物组成非常复杂。

某冶炼厂含砷金精矿化学成分见表 28-33。

表 28-33 金精矿化学成分 (%)

Au(g/t)	Ag(g/t)	Cu	Pb	Zn	Fe
45 ~ 50	100 ~ 150	2.5 ~ 2.8	2.0 ~ 3.0	1.0 ~ 1.5	30.0 ~ 35.0
S	As	CaO	MgO	SiO ₂	Al ₂ O ₃
30.0 ~ 35.0	4.0 ~ 6.0	2.8 ~ 3.0	4.5 ~ 5.0	2.0 ~ 4.0	2.0 ~ 4.0

金精矿的粒度组成见表 28-34。

表 28-34 金精矿粒度分级

粒度/mm	+0.125	-0.125 ~ +0.106	-0.106 ~ +0.075	-0.075 ~ +0.063	-0.063 ~ +0.050
含量/%	3.17	4.65	7.57	7.89	7.65
粒度/mm	-0.050 ~ +0.037	-0.037 ~ +0.027	-0.027 ~ +0.019	-0.019 ~ +0.013	-0.013
含量/%	9.85	8.42	14.82	16.31	19.67

28.4.3.3 焙烧炉

还原焙烧炉和氧化焙烧炉与现有沸腾焙烧炉结构基本相同。内衬保温砖、耐火砖,炉顶采用整体浇注以延长炉子寿命,特别是偶尔出现正压时不会从炉顶散发有害气体。

目前,国内二段焙烧处理含砷金精矿的能力都为 200 t/d。国内第一套二段焙烧系统是在一段焙烧的基础上改造的。其中一段炉利用原有设备,床面积 22 m²,二段炉床面积 7 m²。经过几年的运行并吸收了国外的经验,一段炉床面积改为 17 m²。由于生产时间较长,经验丰富,是目前焙烧运行很好的企业之一。

国内第二套二段焙烧系统是从瑞典引进的。还原炉内径 4.7 m,工作高度 12 m,床面积 17.3 m²,床能力 11.56 t/(m² · d)。氧化焙烧炉内径 4.2 m,工作高度 8 m,床面积 13.8 m²,床能力 9.88 t/(m² · d)。排料方式均为底排料,配置方式见图 28-19。

2009 年,国内又有一企业从瑞典引进二段焙烧系统,从配料到砷包装,已经进入设计阶段。还原焙烧炉床面积 16.8 m²,氧化焙烧炉床面积 7.8 m²。

28.4.3.4 操作技术条件

A 焙烧温度

对于一段炉缺氧焙烧温度,从文献资料看有两种提法。一种提出焙烧温度应在 550 ~ 600℃,国内有一冶炼厂就是按 580 ~ 600℃ 进行操作。另一种提出焙烧温度应在 600 ~ 670℃ 之间,国内另一冶炼厂采用了这个焙烧温度。从焙烧效果来看相差不大。

二段炉的焙烧温度在 620 ~ 700℃ 之间。二段炉的温度是不好控制的。如一段炉给风少,炉料会吹不起来;给风量过大,焙砂含 FeS₂ 太少,进入二段炉所产生的热量有限,难以维

持炉温。为此,有一工厂在试车时逐渐减少了一段炉的风量,增加了焙砂中 FeS_2 的含量,同时在二段内壁又砌了一层砖,减少了床面积,减少了进风量,温度得到控制。

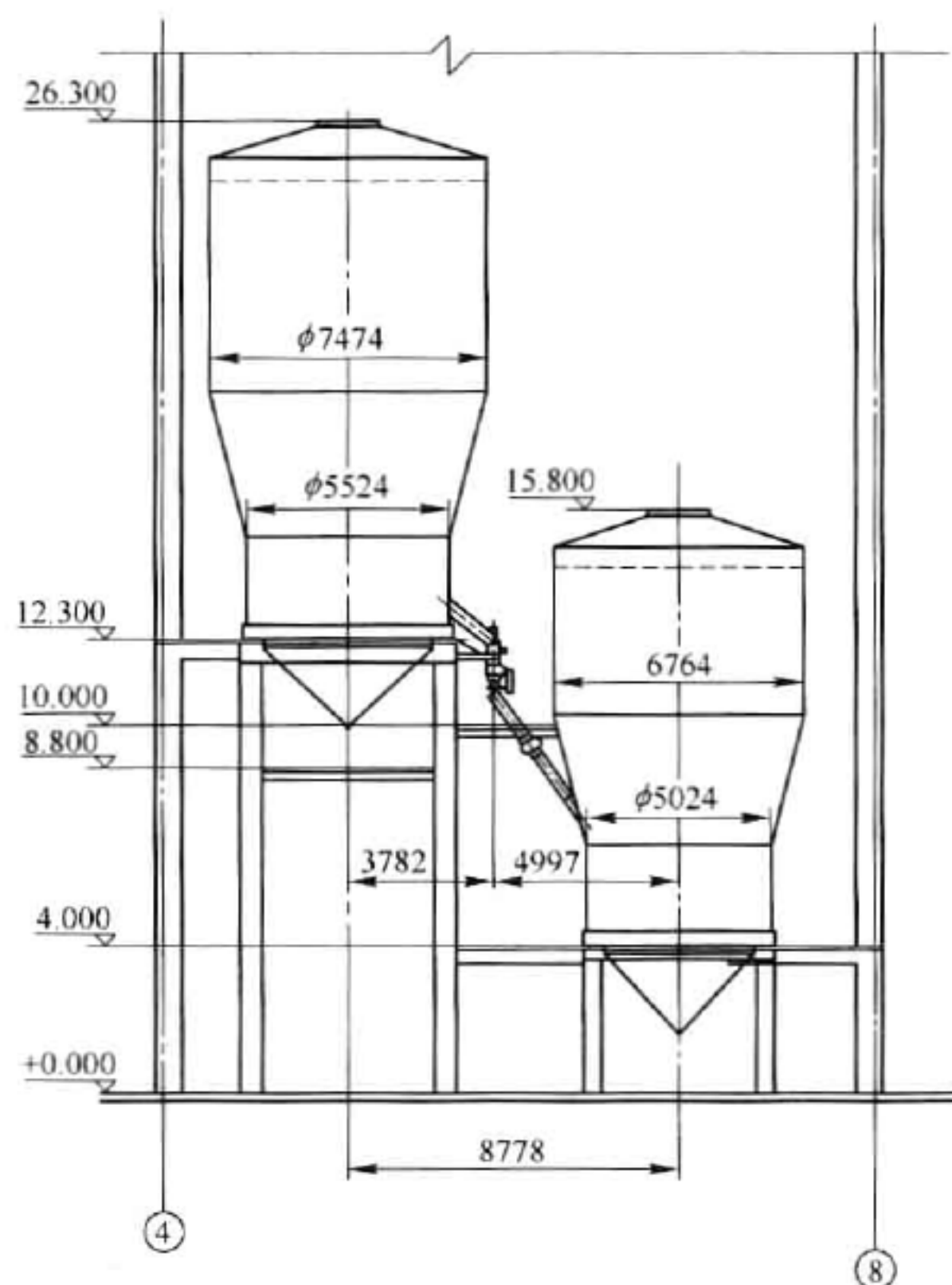


图 28-19 二段焙烧炉配置立面图

B 鼓风量和空气直线速度

根据含砷金精矿的化学成分、物相组成、处理量及所要求的脱硫率、脱砷率计算得出理论风量。

根据上述原料成分计算,一段焙烧炉风量为 $9788.17 \text{ m}^3/\text{h}$,空气直线速度 0.53 m/s 。二段焙烧风量 $6302.05 \text{ m}^3/\text{h}$,空气直线速度 0.43 m/s 。

由于给瑞典提供原料成分的变化,2009 年提供基本设计参数计算得出,一段焙烧风量(标态) $12000 \text{ m}^3/\text{h}$,空气直线速度 0.67 m/s 。二段焙烧炉风量(标态) $5000 \text{ m}^3/\text{h}$,空气直线速度 0.60 m/s 。

C 流态化床高度

国内设计的沸腾炉流态化层高度为 $1.0 \sim 1.5 \text{ m}$,生产中多控制在 1.2 m 。从二段焙烧试车的情况来看,一段炉进行缺氧焙烧,同时还希望炉料中留有 $3\% \sim 5\% \text{ FeS}_2$ 以满足二段炉硫酸化焙烧 SO_3 分压和热平衡的要求。因此,并不希望炉料在一段炉的停留时间过长,往往还要降低沸腾炉溢流口高度来调整焙烧产物成分。

从瑞典引进的二段焙烧系统均为底排料。当炉内压力降达到一定值就自动打开排料阀,当压力降低到一定值就自动关闭排料阀。这种排料方法的最大好处是根据原料的特性,

通过调整炉内压力降来控制物料在炉内的停留时间。从瑞典提供的设计文件看,设定的标准压力降为 25 kPa。

瑞典引进的第一套二段焙烧系统已经进行了改造,在一段炉和二段炉之间由翻板阀改为星形排料阀,由间断排料改为连续排料,这样可能符合中国国情。

二段焙烧焙砂成分见表 28-35。

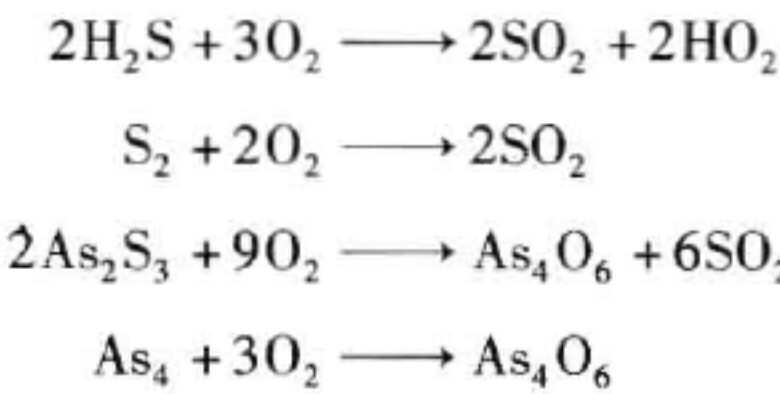
表 28-35 焙砂成分 (%)

Au(g/t)	Ag(g/t)	Cu	Pb	Zn	Fe	As
59.43	148.57	3.15	2.97	1.49	38.63	0.48
S	Al ₂ O ₃	CaO	MgO	SiO ₂	O ₂	
7.75	3.57	3.57	5.35	3.57	29.10	

28.4.3.5 收尘系统

A 二级旋风收尘器(后燃烧室)

一段焙烧炉是在缺氧的气氛下进行,烟气除带有大量粉尘,还有硫、砷各种形式的化合物。为了避免烟气温度变化而导致硫、砷化合物的冷凝,经过一级旋风收尘器后,在二级旋风收尘器的入口加入空气,其气相反应有:



由于硫、砷的氧化,使烟气在二级旋风收尘器出口温度升高可达 100 ~ 200℃。利用这个温差的变化控制给料软管泵的速度,调整给料量,达到稳定操作的目的。

但是,从国外引进的第一套装置的实际生产情况来看,反应速度没有设想的那样快。在二级旋风收尘器后这个放热反应仍在进行,喷雾冷却塔或表面冷却器不但没有降温反而还要升温。将波立登二段焙烧技术在中国存在的问题介绍给波立登公司后,在 2009 年重新引进的技术中,二级旋风收尘器后增加了一个独立的后燃烧室,以满足反应时间的要求。

在国内开发的二段焙烧技术中,一段炉缺氧焙烧的烟气与二段炉氧化焙烧的烟气出炉后就会合并在一起,利用二段炉烟气中多余的氧使一段炉烟气中的硫、砷化合物燃烧,完成氧化反应,几年来运行状况良好。

B 喷雾冷却塔和表面冷却器

一段焙烧炉和二段焙烧炉的混合烟气必须降温到 380℃ 以满足电收尘器的要求。降温方法有两种,一种是采用喷雾冷却塔,另一种是采用表面冷却器。

国外多采用喷雾冷却塔。每天处理 200 t 金精矿冶炼厂喷雾冷却塔是一个直径 3 m、总高 13 m(直线段 8 m)的空塔。顶部为烟气进口,同时顶部有 3 个喷枪用压缩空气将水雾化喷入塔内,通过绝热蒸发达到降低烟气温度的目的。烟气由 690℃ 降到 360℃ 计算需要喷入水量 3 m³/h。这套系统可以通过所要求的温度来控制喷水量,从而进行自动控制。这个设

备与水泥行业和硫酸行业的增湿塔的结构是一样的。塔身所用的材料可以是耐热不锈钢,也可以是普通钢内衬浇注料。

国内设计的二段焙烧冶炼厂均采用表面冷却器,也就是管道内通热烟气与管道外的大气进行热交换来达到降温目的。一般都是根据当地夏季最高气温来计算出换热面积。每天处理 200 t 含砷金精矿二段焙烧冶炼厂系统,烟气由 660℃ 降到 360℃ 的表面冷却器的表面积约 150 ~ 170 m²。这种方法对烟气温度无法进行准确的控制,冬天气温较低时往往增加表面冷却器的保温面积来满足电收尘器的温度要求。

一段炉和二段炉混合烟气成分见表 28-36。

表 28-36 混合烟气成分 (%)

As ₄ O ₆	SO ₂	SO ₃	CO ₂	O ₂	N ₂	H ₂ O
0.25	7.81	0.129	2.14	1.26	68.95	19.46

28.4.3.6 砷的回收

二段焙烧要解决两大问题,一是在焙烧过程中要从矿石中脱除 As、S、C 以提高金浸出率,二是要解决烟气中砷的回收。

As₂O₃ 在高温的情况下为气相,当温度降到一定值转化为固相,就是利用这一特性进行砷的回收。

电收尘器出口温度一般在 300 ~ 320℃,为了防止玻璃砷的产生,必须将烟气骤冷到 120 ~ 130℃,使 As₂O₃ 变成固体粉末进行回收。如果不采用骤冷,当温度降到 175 ~ 250℃ 会有玻璃砷产生,附着在设备、管道壁上,越积越多,使生产无法正常运行。国内二段焙烧黄金冶炼厂在试车阶段都有这方面的经验教训。

砷回收的主要设备有骤冷塔、布袋收尘器和砷包装。骤冷塔是另一个喷雾冷却塔,直径 3.4 m,总高 23 m(其中直筒部分 13 m)。塔上部有 3 个喷嘴利用压缩空气雾化水,通过绝热蒸发迅速将烟气冷却到 120 ~ 130℃。骤冷塔出口的烟气进入布袋收尘器。从瑞典引进的技术中将骤冷塔分七段,由加热元件组合对塔壁进行加温。塔的上部加温到 300℃,下部及出口加温到 150℃,总功率 200 kW。其主要目的是保证塔壁不结露,不产生冷凝水,而烟气要冷却到 120 ~ 130℃。

国内设计的骤冷塔只有保温,当烟气温度降低到 120 ~ 130℃ 就会有冷凝水从塔壁流到塔底,也会有 As₂O₃ 在塔底结晶堆积。为了避免这种情况,往往是将骤冷塔的出口温度控制在 140 ~ 150℃ 才能克服结露的问题。

某冶炼厂将一套干式进料一段焙烧改造成二段焙烧。整个系统除骤冷塔喷水降温外,没有其他加水点。骤冷塔只有保温,烟气温度仍可降低到 120℃ 而不结露,布袋收尘器运行也很正常。这说明整个焙烧收尘系统加水越多,露点温度越高,对收砷的设备要求也高。

从瑞典引进的技术中也要求布袋收尘器壳体经电加热元件加温到 150℃,在各室之间也有加热元件以保证在更换布袋时也不会有结露现象发生。

对于收粗 As₂O₃ 系统,烟气温度控制在 150℃ 和 120℃ 是有不同意义的。根据 As₂O₃ 蒸气压计算出各温度下气体的 As₂O₃ 饱和浓度见表 28-37。

表 28-37 各温度下气体中的 As_2O_3 饱和浓度

温度/℃	浓度/ $\text{g} \cdot \text{m}^{-3}$	温度/℃	浓度/ $\text{g} \cdot \text{m}^{-3}$
500	8840	150	0.35
387	3210	120	0.023
280	490	100	0.0058
180	2.09		

从表 28-37 中可以看出,在 150℃ 条件下布袋收尘器后烟气中含 As_2O_3 0.35 g/m^3 ,比 120℃ 多了一个数量级。硫酸净化系统循环酸中的砷有时高达 10 g/m^3 ,这给污酸处理,砷渣的堆存以及环境保护等带来一系列问题。

原料含砷在 5% ~ 8% 的范围内脱砷率可达到 93%。金回收率达 93% ~ 94%。

在国内,对于处理含砷的有色金属和金精矿刚刚起步,还处在摸索调整阶段,随着经验的积累,开发利用含砷有色金属矿和金矿的前景是非常广阔的。

28.5 几种预处理方法的比较

目前,国内应用较多的难处理金矿石预处理方法有细菌氧化法、加压氧化法和焙烧氧化法。难处理金矿石(精矿)三种预处理方法的特点见表 28-38。

表 28-38 三种难处理金矿石(精矿)预处理方法的特点

预处理方法	细菌氧化	加压氧化	焙烧氧化
工艺控制要求	不严格	严格	不严格
选择性氧化	是	否	否
基建投资	1.00	1.63	1.36
生产成本	1.00	1.00	1.02
金回收率/%	93	96	89
银回收率指标	高	低	较高
工业副产品	无	无	$\text{H}_2\text{SO}_4, \text{As}_2\text{O}_3$
操作工保健	低浓度毒物	低浓度毒物	高浓度毒物
安全性	安全	高压高氧,危险	较安全

注:基建投资和生产费用以细菌氧化法为标准(1.00),按相对值折算。

三种预处理方法主要特点表明:基建投资和生产费用以细菌氧化法为标准(1.00),按相对值折算。由表 28-38 可知:

- (1) 金回收率从高到低为加压、细菌、焙烧氧化,而银依次为细菌、焙烧、加压氧化;
- (2) 焙烧法工艺最成熟,其次是细菌法和加压法,而后者的管理和工艺控制要求都很严格;
- (3) 基建投资对 1000 t/d 以下的中小厂,细菌氧化(25% 固体,72 h)投资最少,加压氧化最高;但 5000 t/d 以上的大厂,则焙烧法最少;
- (4) 环境保护方面,细菌和加压氧化无污染,而焙烧法污染较严重,需有复杂而有效的收尘系统。

从阳极泥中提取金、银

29.1 阳极泥的处理

在铜、铅火法冶金中,由于熔融的铜、铅及其硫化物对金银具有良好的溶解能力,所以精矿中的金银等贵金属在铜、铅火法熔炼过程中逐步富集,最后进入粗铜或粗铅;粗铜或粗铅在进行电解精炼时,在阳极上产生一种不溶物质称为阳极泥,它富集了几乎全部贵金属。为金银的提炼创造了有利的条件。

29.1.1 铜、铅阳极泥的化学组成

铜、铅阳极泥化学成分和阳极泥产率,主要取决于阳极成分,铸造质量和电解的技术条件。一般铜电解阳极泥的产率为0.2%~1%;铅电解阳极泥的产率略高为0.9%~1.8%。阳极泥中除含有Au、Ag外,通常还含有Se、Te、Pb、Cu、As、Sb、Bi、Ni、Fe、Sn、S、SiO₂、Al₂O₃和铂族金属等;含水在35%~40%之间。铅阳极泥中Pb、As、Sb、Bi的含量比铜阳极泥高。现将国内外铜、铅阳极泥的化学成分见表29-1与表29-2。

表 29-1 国内外诸厂铜阳极泥化学成分(质量分数) (%)

厂 名	金	银	铜	铅	铋	锑	砷	硒	碲	铁	二氧化硅	镍	钴	硫	合计
1厂(中国)	0.8	18.84	9.54	12.0	0.77	11.5	3.06		0.5		11.5	2.77	0.09		71.37
2厂(中国)	0.08	19.11	16.67	8.75	0.70	1.37	1.68	3.63	0.20	0.22	15.1				67.51
3厂(中国)	0.08	8.2	6.84	16.58	0.03	9.00	4.5			0.22		0.96	0.76		47.17
4厂(中国)	0.10	9.43	6.96	13.58	0.32	8.73	2.6			0.87		1.28	0.08		43.95
5厂(中国)	1.64	26.78	11.20	18.07						0.80	2.37				60.86
保利颠纳(瑞典)	1.27	9.35	40.0	10.0	0.8	1.5	0.8	21.0	1.0	0.04	0.30	0.50	0.02	3.6	90.18
诺兰达(加拿大)	1.97	10.53	45.80	1.00		0.81	0.33	28.42	3.83	0.04		0.23			93.32
蒙特利尔(加拿大)	0.2~2	2.5~3	10~15	5~10	0.1~0.5	0.5~5	0.5~5	8~15	0.5~8		1~7	0.1~2			50.45 (平均)
奥托昆普(芬兰)	0.43	7.34	11.02	2.62		0.4	0.7	4.33		0.60	2.25	45.21		2.32	76.86
佐贺关(日本)	1.01	9.10	27.3	7.01	0.4	0.91	2.27	12.00	2.36						62.36
日立(日本)	0.445	15.95	13.79	19.2	0.97	2.62		4.33	0.52	0.43	1.55				59.81
津巴布韦	0.03	5.14	43.55	0.91	0.48	0.06	0.29	12.64	1.06	1.42	6.93	0.27	0.09	6.55	79.42
莫斯科(前苏联)	0.1	4.69	19.62					5.62	5.26		6.12	30.78			72.19
肯尼柯特(美国)	0.9	9.0	30.0	2.0		0.5	2.0	12.0	3.0						59.40
拉里坦(美国)	0.28	53.68	12.26	3.58	0.45	6.76	5.42								82.43
奥罗亚(秘鲁)	0.09	28.1	19.0	1.0	23.9	10.7	2.1	1.6	1.75						88.42

表 29-2 国内外诸厂铅阳极泥化学成分(质量分数) (%)

元素	住友公司 (日本)新居 浜冶炼厂	秘鲁奥罗 亚冶炼厂	加拿大 特莱尔 冶炼厂	中 国						
				1 厂	2 厂	3 厂	4 厂	5 厂	6 厂	7 厂
H ₂ O				35		30 ~ 35		15 ~ 20	5.50	
Au	0.2 ~ 0.4	0.11	0.016	0.043	0.07	0.02 ~ 0.045	0.005		0.025	0.059
Ag	0.1 ~ 0.15	9.5	11.5	12.15	10.0	8 ~ 10	3 ~ 5	16.7 ~ 18.7	2.63	4 ~ 5
Se		0.07				0.015				
Te		0.74		0.30		0.1	0.1			
Bi	10 ~ 20	20.6	2.1	9.32	8.0	10.0	4 ~ 6	5.53		5.6
Cu	4 ~ 6	1.6	1.8			2.0	1 ~ 1.5	2.5 ~ 3.7	1.32	1.74
Pb	5 ~ 10	15.6	19.7	14.79		6 ~ 10	15 ~ 19	8 ~ 16	8.81	18.42
As		4.6	10.6	7 ~ 9		20 ~ 25	25 ~ 35		0.67	15 ~ 23
Sb	25 ~ 35	33.0	38.1			25 ~ 30	20 ~ 30	45 ~ 49	54.30	16 ~ 19
SiO ₂			Sn:0.07						0.38	
其他									Sn:0.38	

29.1.2 铜、铅阳极泥的物相组成

铜阳极泥的物相组成见表 29-3。金主要以金属态存在,部分金形成了碲化金。银除呈金属态外,常与硒、碲结合,也与硒、碲、铜、金等形成合金。大量的铜主要以金属粉、粒、氧化铜和氧化亚铜粉末存在。铜阳极泥的颜色呈灰黑色,杂铜阳极泥呈浅灰色,粒度通常为 0.147 ~ 0.074 mm(100 ~ 200 目)。

表 29-3 铜阳极泥中各种金属的赋存状态

元 素	赋 存 状 态
金	Au(Ag、Au) Te ₂
银	Ag ₂ Se、Ag ₂ Te、CuAgSe、(AgAu) Te ₂ 、Ag、AgCl
铂族	金属
铜	Au ₂ S、Cu ₂ Se、Cu ₂ Te、CuAgSe、Cu、Cu ₂ O、CuSO ₄
硒	Ag ₂ Se、Cu ₂ Se、CuAgSe、Se
碲	Ag ₂ Te、Cu ₂ Te、(AgAu) Te ₂ 、Te
砷	As ₂ O ₃ 、BiAsO ₄ 、SbAsO ₄
锑	Sb ₂ O ₃ 、SbAsO ₄
铋	Bi ₂ O ₃ 、BiAsO ₄
铅	PbSO ₄ 、PbSb ₂ O ₆
锡	Sn(OH) ₂ SO ₄ 、SnO ₂
镍	NiO
铁	Fe ₂ O ₃
锌	ZnO
硅	SiO ₂

铜阳极泥在常温下是相当稳定的,氧化不显著。不与稀硫酸和盐酸作用,但能与硝酸发生强烈反应。在空气中加热阳极泥时,许多重金属被氧化成氧化物,或形成亚硒酸盐和亚碲酸盐,同时也形成一些 SeO_2 、 TeO_2 而挥发。

将阳极泥与浓硫酸共热时,则发生氧化及硫酸化反应,铜、银及其他贱金属形成相应的硫酸盐;金则不变化;硒、碲氧化成氧化物及硫酸盐,硒的硫酸盐随着温度的提高可进一步分解成 SeO_2 而挥发。

通过对不同类型的铅阳极泥采用 X 光粉末法、激光分析法及电子扫描显微镜进行研究,得出铅阳极泥的物相结果见表 29-4。金属银呈白色粒状,绝大部分与锑结合形成 Ag_3Sb 、 $\epsilon' - \text{Ag} - \text{Sb}$ 等化合物,并有少部分呈 AgCl 存在。金颗粒嵌布极细,与银、铅,或与锑、铜、铋共存,基本上无单独金属矿物存在,而均呈金属间化合物、氧化物或固溶体状态存在。

表 29-4 铅阳极泥金属相鉴定结果

金属相	金属及金属化合物
银 相	$\text{Ag}, \text{Ag}_3\text{Sb}, \epsilon' - \text{Ag} - \text{Sb}, \text{AgCl}$ $\text{Ag}, \text{Sb}_2 - x(\text{O} \cdot \text{OH} \cdot \text{H}_2\text{O})_{6-7}, x = 0.5, y = 1 \sim 2$
锑 相	$\text{Sb}, \text{Ag}_3\text{Sb}, \text{Ag}_y\text{Sb}_2 \cdot x(\text{O} \cdot \text{OH} \cdot \text{H}_2\text{O})_{6-7}, x = 0.5, y = 1 \sim 2$
砷 相	$\text{As}, \text{As}_2\text{O}_3, \text{Cu}_{9.5}\text{As}_4$
铅 相	$\text{Pb}, \text{PbO}, \text{PbFCl}$
铋 相	$\text{Bi}, \text{Bi}_2\text{O}_3, \text{PbBiO}_4$
铜 相	$\text{Cu}, \text{Cu}_{9.5}\text{As}_4$
锡 相	Sn, SnO_2
其他相	$\text{SiO}_2, \text{Al}_2\text{Si}_2\text{O}_3(\text{OH})_4$

铅阳极泥不稳定,堆存时会自行发生氧化,可升温到 $70 \sim 80^\circ\text{C}$,特别是金属锑会缓慢氧化成三氧化二锑,堆存时间越久氧化越充分。

29.1.3 阳极泥的处理方法

世界各国阳极泥的处理,大致都经历了一个由火法为主到以湿法为主的发展过程。这主要是一方面各国对环保要求日益严格,另一方面为了提高生产率、增加经济效益而对工艺进行了改革。在我国,阳极泥的处理在 20 世纪 60 年代以前多采用直接入炉熔炼,处理目的只是为了回收其中的金银。60 年代后期,开始重视原料的综合利用,除回收金银外,选用适当工艺从中回收铜、硒、碲、铅、铋、锑、镍、砷及铂族金属,使得处理阳极泥的整个过程已成为一个复杂的单独生产系统。

目前,国内外各大型冶炼厂处理阳极泥仍主要使用火法流程,即通常所说的阳极泥处理的传统工艺。铜阳极泥处理传统工艺包括:脱铜、脱硒,贵铅的还原熔炼和氧化精炼,银电解、金电解等工序。铅阳极泥则采用直接熔炼及精炼、或与脱铜脱硒后的铜阳极泥混合处理。

中国主要大型冶炼厂也以火法冶炼为骨干流程。而中、小型冶炼厂由于火冶设备投资大,利用率低,且设备配套不全、公害难解决等原因,而向采用湿法处理工艺的方向发展。从 20 世纪 70 年代后期以来,结合国内的实际情况,出现了多种湿法处理工艺,并相继投产,取得了较好的经济效益。

阳极泥处理工艺的选择, 主要根据: 阳极泥的成分及处理规模, 能否最大限度地回收贵金属及分离出有价元素(如硒、碲), 是否对周围环境会造成污染, 材料及能源消耗的多少等因素。

29.2 阳极泥火法处理工艺

现代铜阳极泥处理的工艺流程都包含以下几个基本工序:

- (1) 硫酸化焙烧, 蒸硒;
- (2) 酸浸脱铜;
- (3) 贵铅炉还原熔炼产生贵铅;
- (4) 分银炉氧化精炼产出金银合金(多尔合金), 并铸成银阳极板;
- (5) 银电解精炼, 分离金、银, 得到电银;
- (6) 金电解精炼, 炼得电金;
- (7) 铂钯的提取;
- (8) 粗硒精炼。

铅阳极泥一般含铜、硒都很低, 无论单独处理, 或者与铜阳极泥混合处理都不进行脱铜、脱硒预处理。混合处理时, 铜、铅阳极泥的混合比例在 1: (3 ~ 4) 范围内可以大大降低金银进入渣中的损失。除了脱铜、脱硒外, 铜、铅阳极泥其余火法处理方法是一样的。传统阳极泥的火法工艺流程如图 29-1 所示。

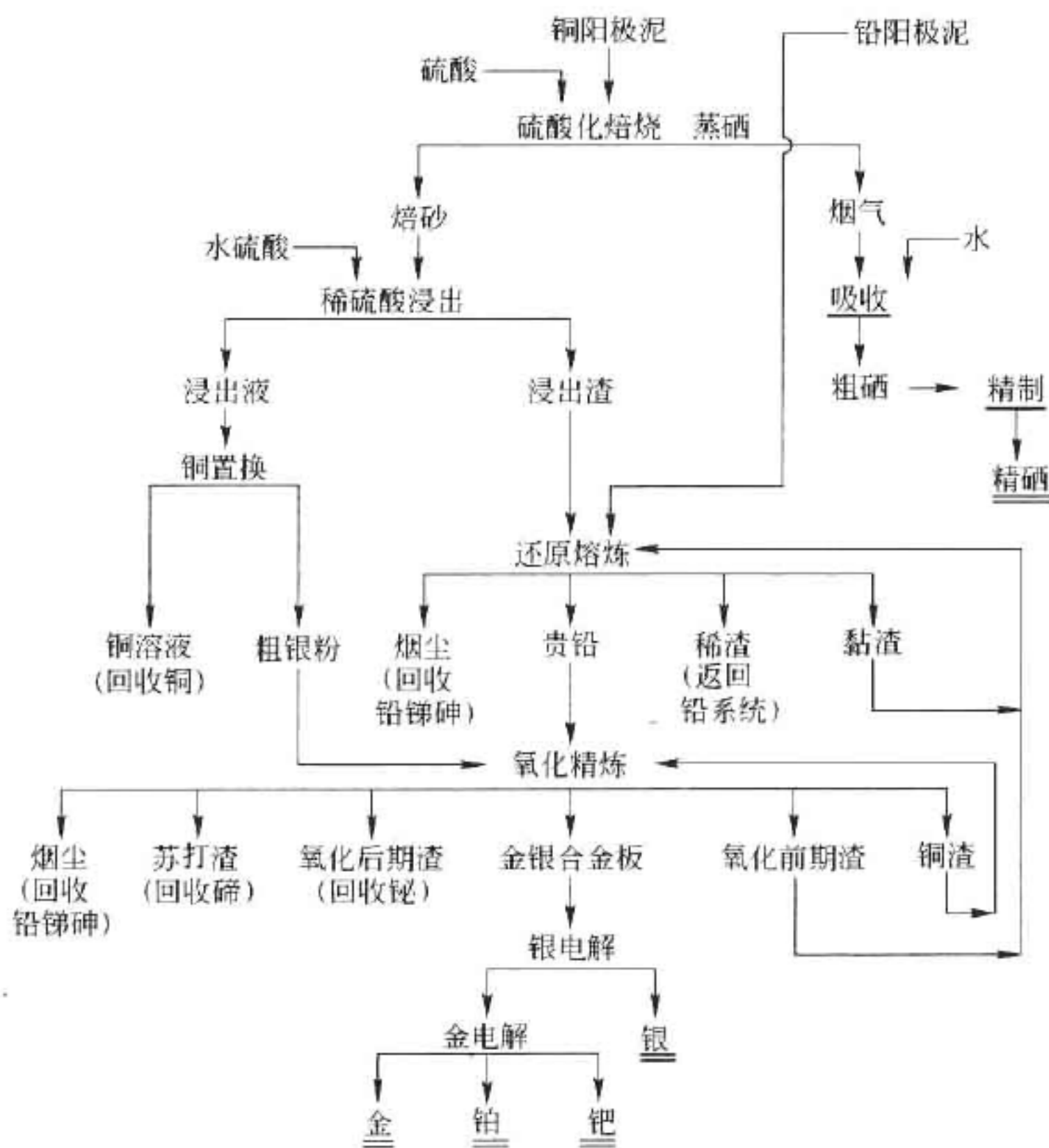
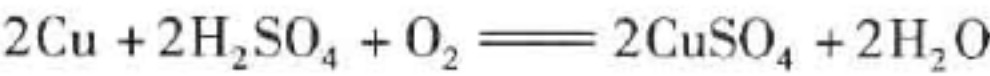


图 29-1 铜、铅阳极泥合并处理的传统工艺流程

29.2.1 铜阳极泥硫酸化焙烧、蒸硒

铜阳极泥硫酸化焙烧的主要目的是把硒氧化为 SeO_2 使之挥发进入吸收塔的水溶液中变为 H_2SeO_3 , 然后被炉气中的 SO_2 还原而生成元素硒, 铜转化为可溶性的 CuSO_4 。硫酸化焙烧渣用水浸(或用稀 H_2SO_4)脱铜。脱铜渣送至金、银冶炼系统, 浸铜液用铜板置换银, 粗银粉送金、银冶炼系统。硫酸铜溶液用泵输送至铜电解车间回收铜。这样有利于硒的集中回收, 避免硒在贵铅熔炼时分散于熔渣、铜铈和贵铅中, 致使硒回收困难。

该法在脱硒同时又实现脱铜, 因此, 我国铜阳极泥脱 Cu、Se 处理多采用该法。对于含铜高(20%)的阳极泥, 在焙烧之前还加一道充气酸浸预脱铜的工序, 即在 10% ~ 15% H_2SO_4 液中, 用特殊结构的喷嘴使矿浆强烈充气, 即使在室温铜也发生氧化:



阳极泥中铜可以降低到 5% 左右。若采用通常的鼓风酸浸则溶液需加热至 80 ~ 90℃。

29.2.1.1 硫酸化焙烧、蒸硒的技术操作条件

硫酸化焙烧的方法是将铜阳极泥送入不锈钢混料槽中, 按铜、银、硒、碲与硫酸进行化学反应的理论需要量的 130% ~ 140%, 配加浓硫酸; 用机械搅拌成糊状, 然后用加料机均匀地送入回转窑内进行焙烧。回转窑用煤气或重油间接加热。在窑内, 控制进料端温度在 220 ~ 300℃, 主要为炉料的干燥区; 中部为 450 ~ 550℃, 主要为硫酸化反应区; 排料端 600 ~ 680℃, 硫酸化反应完全。

硫酸化焙烧回转窑焙烧温度控制实例见表 29-5。

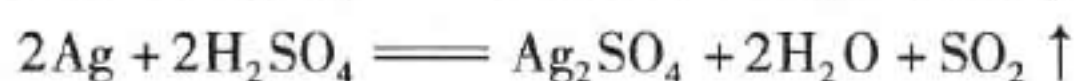
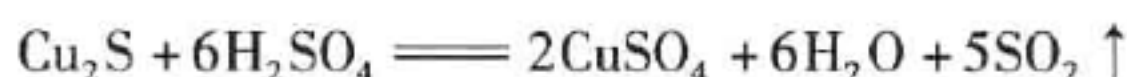
表 29-5 回转窑焙烧温度控制实例 (℃)

厂 别	窑 头	窑 中	窑 尾
1	240 ~ 300	500 ~ 600	600 ~ 650
2	280 ~ 300	530 ~ 580	600 ~ 650
3	280 ~ 300	500 ~ 550	600 ~ 640
4	500	580	640
5	350 ~ 400	600 ~ 650	650 ~ 700

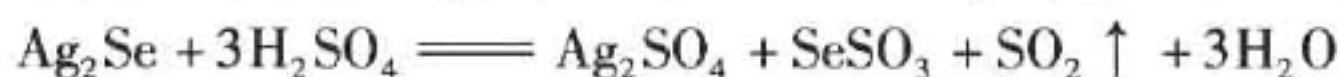
在硫酸化焙烧过程中硒化物被氧化成 SeO_2 , SeO_2 升华温度为 315℃, 故 SeO_2 挥发。温度愈高, 挥发速度愈快。但为了防止硫酸铜分解, 故温度不易过高。窑内保持负压, 进料端为 300 ~ 500 Pa。物料在窑内停留 3 h 左右, 硒挥发率可达 93% ~ 97%。烧渣(脱硒渣)流入贮料斗, 定时放出, 渣含硒降至 0.1% ~ 0.3%。含 SeO_2 和 SO_2 的气体经进料端的出气管进入吸收塔。吸收塔分两组供交换使用。每组由 3 个串联的吸收塔组成, 吸收塔由钢板制成内衬铅。吸收塔尺寸为: $\phi(1000 \sim 1200) \text{ mm} \times (600 \sim 800) \text{ mm}$, 一般一号塔为 $\phi 1200 \text{ mm} \times 800 \text{ mm}$, 二、三塔为 $\phi 1000 \text{ mm} \times 600 \text{ mm}$ 。塔内装水, 炉气中的 SeO_2 溶于水形成 H_2SeO_3 , 并被 SO_2 还原成粉状硒。经水洗干燥得 95% 左右的粗硒。第一塔吸收还原率为 85%, 第二塔约 7% ~ 10%, 第三塔为 2% ~ 6%。放出的塔液和洗液用铁置换后含硒低于 0.05 g/L 弃去, 含硒置换渣返回窑内再处理。

29.2.1.2 阳极泥硫酸化焙烧时发生的主要反应

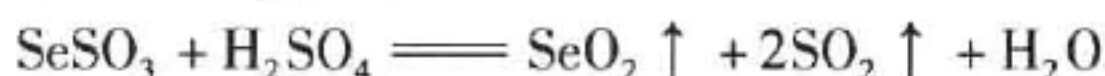




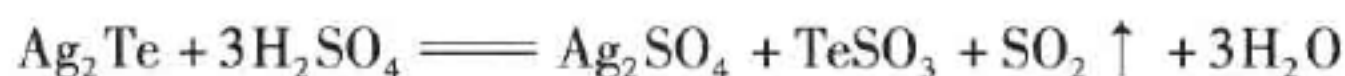
阳极泥中的硒,以硒化物(Cu_2Se , Ag_2Se)存在。这些硒化物比较稳定,在焙烧的温度下不易分解,但当硒化物与硫酸接触时,在低温($220 \sim 300^\circ\text{C}$)时,发生如下反应:



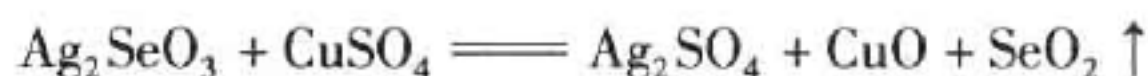
在高温($550 \sim 680^\circ\text{C}$)时 SeSO_3 分解:



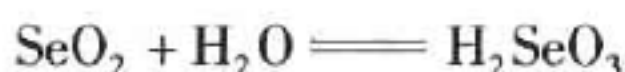
碲化物反应为:



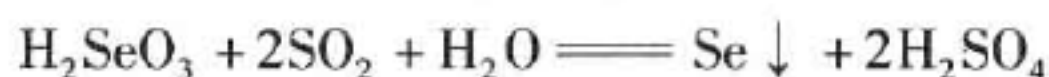
但在高温下 TeSO_3 不分解:



SeO_2 与吸收塔中 H_2O 作用生成亚硒酸:



硫酸化焙烧时,炉气中存在有 SO_2 ,此炉气进入吸收塔后, SO_2 将硒酸还原得到粗硒,然后粗硒经过精馏,可得到 99.5% ~ 99.9% 成品硒。



29.2.1.3 主要设备

回转窑为外加热式,窑身置于燃烧室内,采用煤气(或重油)外加热,并分段设 4 ~ 5 个测温点;窑身为 16 mm 锅炉钢板焊接制成,其构造如图 29-2 所示。回转窑尺寸为 $\phi 750 \text{ mm} \times 10800 \text{ mm}$,转速 65 r/min,倾斜度不超过 2%。内壁无炉衬。为防止炉料粘壁,窑内装有 $\phi 75 \text{ mm}$ 带耙齿的圆钢搅笼,翻动阳极泥。回转窑日处理铜阳极泥(湿泥)1.5 t 左右。窑和吸收塔用水环真空泵保持负压。

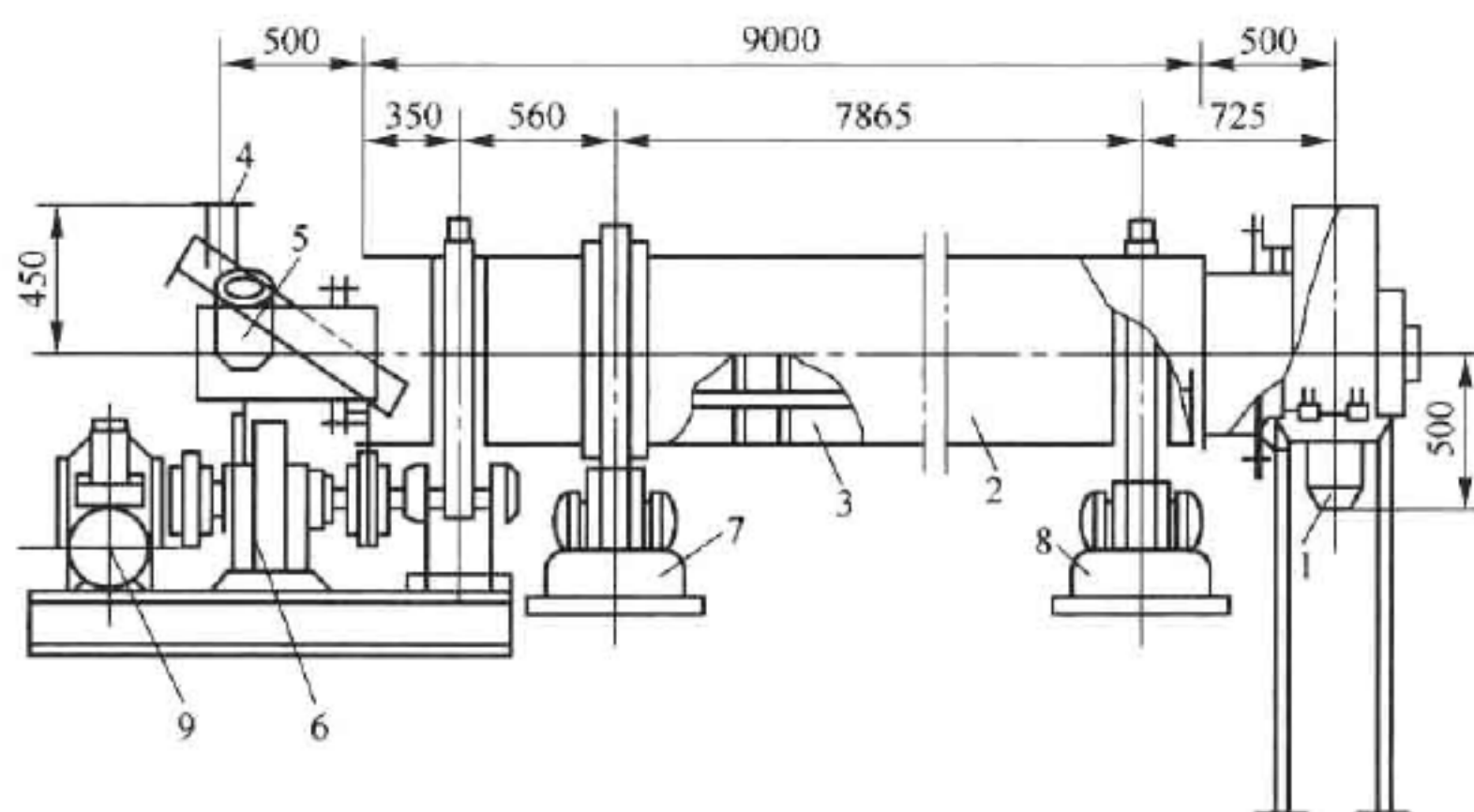


图 29-2 硫酸化焙烧回转窑

1—密封料斗;2—窑身;3—滚齿;4—加料管;5—出气管;
6—传动装置;7—前托轮;8—后托轮;9—电动机

回转窑的技术性能列于表 29-6。

表 29-6 回转窑的技术性能实例

项 目	厂 别			
	1	2	3	4
窑直径/m	0.80	0.75	0.70	0.80
窑长/m	9	10.88	9.60	11.24
窑容积/m ³	4.50	4.80	3.69	5.65
窑生产能力 ^① /t·d ⁻¹	1.30	1.50~2.10	0.90	1.90~2.00
生产强度 ^① /kg·(m ³ ·h) ⁻¹	8.30	9~12.7	7.10	16.90~18
物料停留时间/h	3	4	4	4.75
窑气量/m ³ ·h ⁻¹				60~90
窑身斜度/%	2	1.6	1.50	1.5
转速/r·min ⁻¹	1	0.91	1	0.80~1
电动机功率/kW	4.50	4.2	5.50	13
加料方式	螺旋	料勺	料勺	料勺
排料方式	螺旋	密封料仓	密封料仓	密封料仓
燃料	煤气	煤气	柴油	柴油

① 指处理含水 25%~30% 铜阳极泥的窑生产能力及生产强度。

硫酸化焙烧的其他设备有设有加料勺的混料机械搅拌槽,规格 $\phi 1000\text{ mm}\times 950\text{ mm}$,转速 46.5 r/min; SeO_2 吸收塔 3~4 个,后者由衬铅的钢板制成。此外焙烧产生的 SO_2 可采用波纹塔用碱液吸收,制取亚硫酸钠,废气可达到排放标准。

29.2.1.4 硫酸化焙烧的技术经济指标

硫酸化焙烧的技术经济指标见表 29-7。

表 29-7 硫酸化焙烧的技术经济指标

项 目	指 标
焙砂含硒/%	0.1~0.2
粗硒回收率/%	95
1 t 阳极泥消耗硫酸/t	0.7~1.0
1 t 阳极泥消耗煤气/m ³	700

29.2.2 酸浸脱铜

焙烧后的铜阳极泥—焙砂,其中的铜、镍等贱金属转化为硫酸盐,可溶于水,通常用稀硫酸浸出。转化为硫酸银的银也进入溶液,过滤后用铜置换出来,送银系统回收。硫酸铜溶液送铜系统处理。

浸出的技术条件为:浸出液固比(2.5~5):1,温度 80~90℃,硫酸质量浓度 150 g/L(或为浸出物料的 10%~15%),浸出时间 3~5 h,浸出渣洗涤温度 80℃,置换温度 80~90℃,置换时间 2.5~4 h,粗银粉洗涤温度大于 90℃。

技术经济指标为:铜浸出率 95%~97%,银浸出率 45%~50%,银粉置换率 99%,浸出

渣含铜 2.5%, 硫酸消耗(阳极泥量)10% ~ 15%。

29.2.3 还原熔炼

还原熔炼的目的,是把阳极泥中的金、银富集起来,炼成贵铅。为精炼金、银合金作准备。阳极泥的熔炼,可分为一段熔炼和两段熔炼。所谓一段熔炼,就是在一个炉内连续完成贵铅熔炼和氧化精炼直接产出金、银合金。两段熔炼,是先把阳极泥熔炼成含贵金属达 20% ~ 50% 的贵铅,然后在另一炉内把贵铅氧化精炼成含贵金属达 95% 以上的金银合金。目前,国内外大型的火法处理阳极泥的工厂,多数采用二段熔炼。

经提硒脱铜后的铜阳极泥,或一般的铅阳极泥,其杂质主要以氧化物和盐类存在。配入溶剂和还原剂在高温炉中进行熔炼。使阳极泥中的杂质有的进入炉渣,有的挥发进入烟尘。通过熔炼,阳极泥中的铅化合物在熔炼过程中被加入的焦粉还原成金属铅。铅熔体是金、银的良好捕集剂,吸收几乎全部的贵金属,形成贵铅,即 Pb - Au - Ag 合金[或 Pb(Au + Ag)]。因为贵铅中的铅是阳极泥中铅的氧化物被焦炭还原而得到的,故此过程称为还原熔炼。

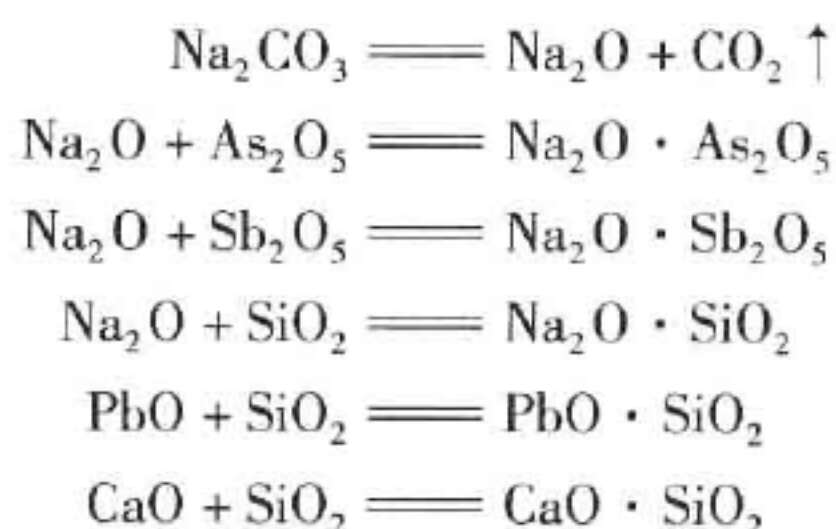
29.2.3.1 还原熔炼配料

还原熔炼配料是根据阳极泥的成分以及所选的渣型,来确定应加入熔剂的品种以及数量。

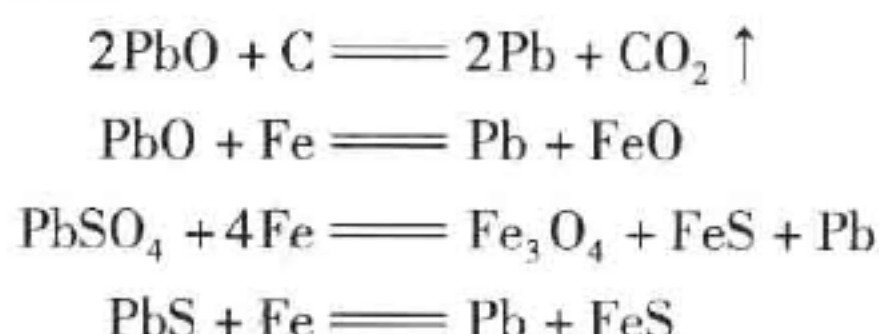
熔炼贵铅所用的熔剂,一般为苏打、萤石、石灰、石英,其配比视炉料而异。此外,还加入少量还原剂如焦粉、铁屑。如某冶炼厂的浸出渣组成为: H_2O 30%、Au 1% ~ 1.5%、Ag 10% ~ 15%、Pb 15% ~ 20%、 SiO_2 < 5%、Se < 0.3%、Te 0.3% 左右。熔炼时配入 8% ~ 15% 的碳酸钠、3% ~ 5% 的萤石粉、6% ~ 10% 的碎焦屑(或粉煤)、2% ~ 4% 的铁屑。碳酸钠的配入量一般为氧化硅含量的 1.8 倍或稍多些。若熔炼时黏渣过多或炉结太厚,可适当增加碳酸钠的用量。

29.2.3.2 熔炼过程的化学反应

阳极泥与熔剂、还原剂均匀混合后,经皮带输送机送入转炉内。炉内保持负压操作,负压为 30 ~ 98 Pa。炉料在炉内,随着温度升高水分被除去,部分砷、锑等氧化物挥发而进入炉气;随着炉温的升高,炉料逐渐熔化,部分砷、锑、铅氧化物进入炉渣,发生造渣反应:

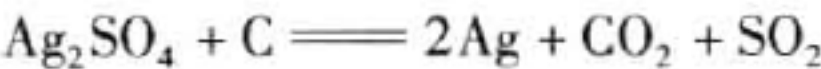
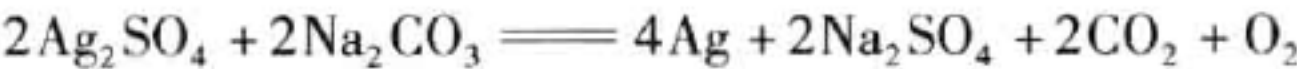
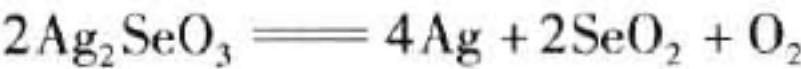


同时也发生铅的还原反应:





化合态的银发生分解反应:



阳极泥中的金、银与还原出来的铅熔体形成贵铅,沉于炉底。分解生成的银及少量碲、铜、硒也进入贵铅。

如果阳极泥中有较多的硫化物,则在熔炼过程中会形成铜铈(主要由 FeS、PbS 和 CuS 组成),铜铈中熔有贵金属,且处于炉渣和贵铅之间,妨碍新形成的贵铅下沉,导致贵金属的分散和损失。

29.2.3.3 熔炼产物

还原熔炼的产物有贵铅、炉渣、烟尘和铜铈。全炉作业时间为 18 ~ 24 h。贵铅产出率为 30% ~ 40%,贵铅的化学成分为: Au 0.2% ~ 4%, Ag 25% ~ 60%, Bi 10% ~ 25%, Te 0.2% ~ 2.0%, Pb 15% ~ 30%, As 3% ~ 10%, Sb 5% ~ 15%, Cu 1% ~ 3%。

熔炼初期形成的炉渣,流动性好,称为稀渣。稀渣产出率为 25% ~ 35%,含 Au 在 0.001% 以下, Ag 0.2% 以下, Pb 15% ~ 45%,送铅冶炼系统。熔炼后期渣的黏度、密度较大,含金 0.05% ~ 0.1%,含 Ag 3.5% ~ 5%,故称为黏渣,产率为 5% ~ 15%。炉渣的其他成分主要是铅、碲、铋的化合物,还有一些铜、铋、铁和锌的氧化物。后期渣含 Au、Ag 较高,返回下炉还原熔炼。最后产出少量氧化渣,产率 5% ~ 10%,也返炉处理。烟气经收尘后放空,所得烟尘作为回收 As、Sb 原料。烟尘率一般为 4%,如挥发物含量高时,可达 30% ~ 35%。某冶炼厂阳极泥还原熔炼时主要金属在各产物中的分配见表 29-8。

表 29-8 某冶炼厂还原熔炼时主要金属在各产物中的分配 (%)

产物名称	Au	Ag	Pb	Bi	Te
贵 铅	97.2 ~ 98	95.2 ~ 98.5	30 ~ 66.2	90	70
稀 渣	0.024 ~ 0.059	0.033 ~ 0.12	2.3 ~ 15.3	0.17 ~ 0.2	0.35 ~ 0.47
黏 渣	0.179 ~ 0.935	0.725 ~ 0.735	3.6 ~ 4.4	0.18 ~ 0.3	0.685
氧化渣	0.403 ~ 0.6	0.507 ~ 0.88	3.1 ~ 53.5	0.167 ~ 0.2	0.85 ~ 0.74

29.2.3.4 还原熔炼指标

金、银回收率 98% ~ 99%;贵铅产率 30% ~ 35%;1 t 阳极泥消耗重油燃料 0.8 t。

29.2.3.5 熔炼实践

熔炼贵铅的炉子,过去用反射炉,现在多数采用转炉。转炉的操作比较方便,劳动条件较好,炉子寿命较长,金、银损失于炉衬的数量较少。转炉用 16 mm 锅炉钢板做外壳,内衬耐火砖。炉子规格一般为 φ(1200 ~ 2500) mm × (1800 ~ 4500) mm。转炉的构造如图 29-3 所示。该炉子规格为 φ2400 mm ~ 4200 mm,炉床面积 5.5 m²,出烟口 600 mm × 520 mm。床能力 1.0 ~ 1.2 t/(m² · d)。炉底用镁砂粉、耐火土、焦粉混合物垫高 40 mm,全炉径向砌一层立砖镁砖,砖与炉壳之间垫二层石棉板,炉寿命 200 炉次以上。

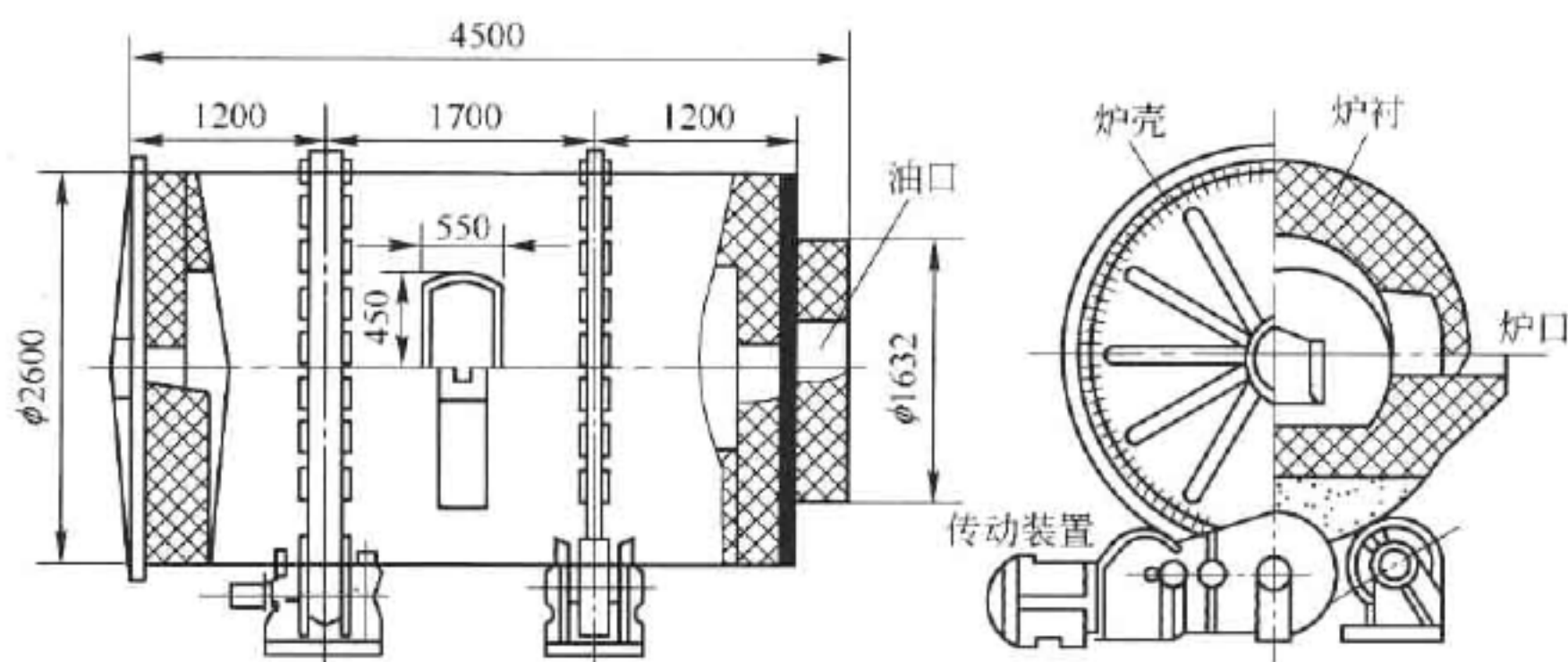


图 29-3 转炉的构造

新砌筑炉衬的炉子,在熔炼前要进行烤炉和洗炉。烤炉需 7 d,开始用木炭在 200℃ 保温 16 h,再以每 8 h 升温 66℃ 烘 120 h,达 1200℃,保温 8 h 开始洗炉。洗炉是向炉内加废铅或氧化铅烟尘在 1000℃ 保温 24 h,使炉前后转动,保证砖缝被铅充满,以免金、银渗入砖缝。熔炼作业分加料、熔化、放渣、放贵铅等步骤。把配好的炉料一批或分批加入炉内,加料时炉温不宜过高,以 700 ~ 900℃ 为宜。加料完毕,加温熔化,炉温升至 1200 ~ 1300℃。熔化时间约需 12 h。熔化时宜用铁管往熔体中鼓入空气,这样既翻动了炉料,又促进了氧化造渣。造渣完毕,静置沉淀 2 h,然后放渣,放渣时炉温宜保持在 1200℃ 左右,并把炉子徐徐转动,使浮渣从炉口注入渣车中。放渣操作一般分 2 次进行,即先放稀渣,然后再加热熔池,进行氧化精炼,再次造渣。此次造成的炉渣,黏度较大,密度也大,易夹带金、银,所以放渣应特别小心。最后在贵铅表面,残留一层干渣,难以放尽,用耙子精心扒出后,即出炉。

出炉是把贵铅熔体从炉内放出,铸成贵铅块,出炉温度应保持在 800℃ 左右。待贵铅块积累到一定量,然后进行氧化精炼。

贵铅炉的技术性能见表 29-9。

表 29-9 贵铅炉的技术性能

项 目	1 厂	2 厂	3 厂	4 厂
炉子直径/mm	2500	2400	1200	1300
炉子长度/mm	2770	4200	1830	1800
加料量/t·炉 ⁻¹	2	5	0.4	0.25
操作周期/h·炉 ⁻¹	14 ~ 17	21 ~ 23	10	8 ~ 10
处理原料	铜阳极泥	铜铅阳极泥	铜阳极泥	铜阳极泥
燃料种类	60 号重油	重油	轻柴油	20 号重柴油
燃料消耗/kg·h ⁻¹	120	80		30

29.2.4 贵铅的氧化精炼

还原熔炼所得的贵铅含金、银一般在 35% ~ 60% 之间,其余为 Pb、Cu、As、Sb、Bi 等杂质。

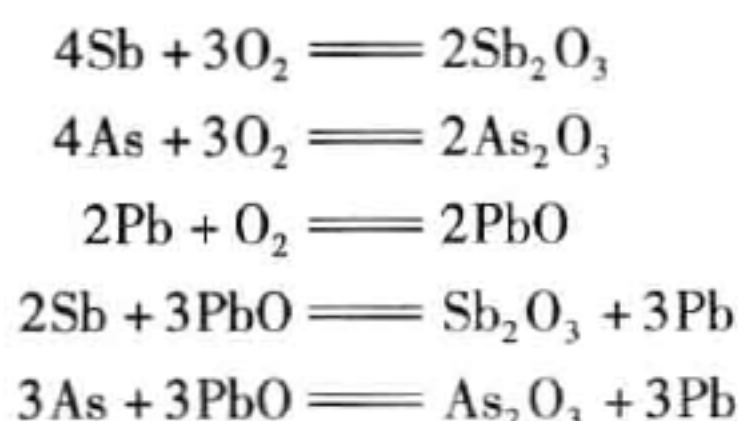
氧化精炼是为了把贵铅中的杂质氧化造渣除去,获得含金、银在 95% 以上的金、银合金。

贵铅的氧化精炼是在高于主体金属(铅)氧化物熔点的温度 $900 \sim 1200^{\circ}\text{C}$ 下进行的。即在转炉(分银炉)中鼓入空气并加入熔剂、氧化剂等,使绝大部分杂质氧化成不溶于金、银的氧化物,进入烟尘和炉渣除去。得到含金、银大于 95% 的合金,适合于银电解的阳极板。

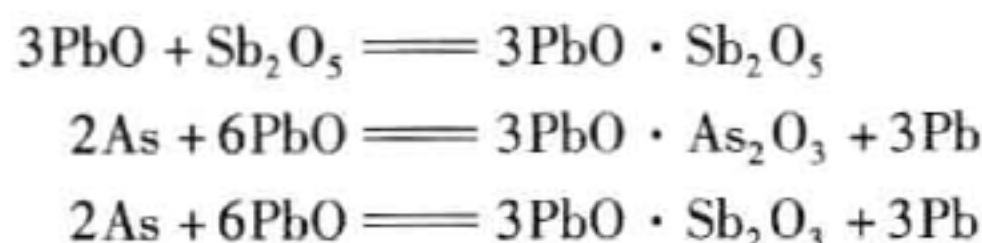
在贵铅氧化精炼过程中,各种金属的氧化顺序为: Sb、As、Pb、Bi、Cu、Te、Se、Ag。贵铅中含铅较多,也较容易氧化,所以氧化精炼时,先是 Sb、As、Pb 氧化,而后实际上变成主要以 PbO 充当氧的传递剂把 As、Pb 进一步氧化。

29.2.4.1 贵铅的氧化精炼的氧化反应

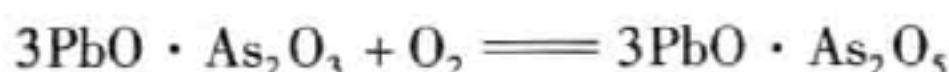
氧化反应如下:



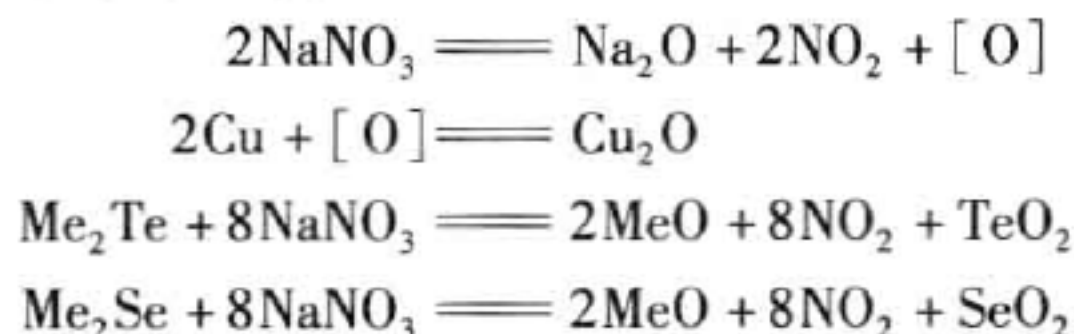
这些砷、锑的低价氧化物和部分 PbO,易于挥发而进入烟气。经布袋收尘后所得的烟尘返回熔炼炉处理。 As_2O_3 、 Sb_2O_3 也可进一步氧化成高价氧化物(Sb_2O_5 、 As_2O_5)并与碱性氧化物(PbO、 Na_2O 等)造渣,或直接形成亚砷酸铅、亚锑酸铅:



亚砷(锑)酸铅与过量空气接触时,也可形成砷(锑)酸铅:



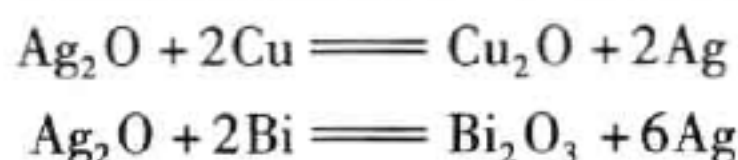
由于 As_2O_5 的离解压比 Sb_2O_5 低,所以,多数以砷酸盐形态进入炉渣,而锑则多数挥发进入炉气。当砷、锑氧化基本完成后(不冒白烟),改为表面吹风继续氧化精炼,以把铅全部氧化并以 PbO 挥发除去。开始烟气为青灰色,大量铅除去后转为淡灰黄色。Cu、Se、Bi、Te 是较难氧化的金属。当 As、Sb、Pb 基本氧化除去后,再继续进行氧化精炼时,Bi 就会氧化: $4\text{Bi} + 3\text{O}_2 = 2\text{Bi}_2\text{O}_3$ 。铋氧化成含部分 Cu、Ag、As、Sb 等杂质的铋渣,经沉淀以降低含银量后,即可作为回收铋的原料。当炉料含金、银达到 80% 以上时,即加入贵铅量 5% 的 Na_2CO_3 和 1% ~ 3% NaNO_3 用人工激烈搅拌,使 Cu、Se、Te 彻底氧化:



TeO_2 与 Na_2CO_3 形成亚碲酸钠,即苏打渣(碲渣),用作回收碲的原料,其反应为:



过程中 Ag 也会被氧化为 Ag_2O ,但很快会被铜、铋等还原为金属:



最后当炉料含 Au、Ag 达到 95% 以上时即可浇铸成阳极板,送银电解精炼。氧化精炼在分银炉中进行,分银炉与贵铅炉结构相同,只是尺寸略小,床能力 $1.6 \text{ t}/(\text{m}^2 \cdot \text{d})$ 。

29.2.4.2 · 贵铅氧化精炼的操作

精炼操作在分银炉中进行,一般包括进料、熔化、造渣、出渣和出炉等步骤。

把贵铅块精心加入炉内,然后点火加热,升温至 900℃ 以上,使炉料熔化,往熔池表面吹风,使杂质氧化,形成浮渣,并不断清除浮渣。一般先形成的是砷、锑渣,即氧化前期渣;后形成的是铅、铋渣,为氧化后期渣。应把它们分别放出,分别存放。直至合金含金、银达 80% ~ 85%,即可加入苏打,使之形成含碲高的苏打渣。此时炉温控制在 1000℃ 左右,还应经常搅拌,使 Na_2O 与 TeO_2 充分接触,形成亚碲酸钠,防止 TeO_2 的挥发。造碲渣一般要进行两次。碲渣排出后,合金中仍有较多的铜,应加入硝石,使铜氧化造成铜渣。除铜作业为氧化精炼的最后一步,冶炼厂称之为“清合金”。此时应控制炉温在 1200℃ 左右。清合金完毕,合金含金、银达 95% 以上即可出炉,把合金铸成阳极板,送去电解精炼。分银炉操作实例见表 29-10。

表 29-10 分银炉操作实例

工 序	作业时间/h	温度/℃	其 他
加料	1	约 800	
氧化除砷、锑	24 ~ 32	800 ~ 1000	风压 0.3 MPa,风管入内
氧化除铅、铋	16 ~ 24	1000 ~ 1100	风压 0.3 MPa,风管面吹
造苏打渣	1	1000	加 Na_2CO_3 5%, NaNO_3 1% ~ 3%
一次除铜	12 ~ 24	1100	加 Na_2CO_3 少许
二次除铜	2 ~ 6	1200	
出炉	1	1200	
总作业时间	58 ~ 79		

29.2.4.3 氧化精炼产物

分银炉氧化精炼产物包括金银合金板、氧化前期渣、氧化后期渣、苏打渣、铜渣和烟尘等 6 种。各产物占贵铅装入量的产率见表 29-11,成分见表 29-12。

表 29-11 精炼产物的产率

项 目	金银合金板	氧化前期渣	氧化后期渣	苏打渣	铜渣	烟尘
产率/%	24 ~ 30	15 ~ 30	8	13 ~ 20	6 ~ 10	3 ~ 4

表 29-12 分银炉产物成分实例 (%)

项 目	Au	Ag	Cu	Pb	Bi	Te	As	Sb
合金板	1.32	96.94	1.21	0.081	0.14	0.0125	0.036	0.095
前期渣	0.02 ~ 0.05	1.16 ~ 5.62	0.63 ~ 4.5	16 ~ 38	0.4 ~ 4	0.06	9 ~ 10	10 ~ 16
后期渣	0.0045	5.85	12.04	4.725	50.2	2.41		0.35
苏打渣	0.002	0.022	1 ~ 1.5	0.4 ~ 0.5	7 ~ 14	15 ~ 20	0.1	0.76
铜 渣	0.003 ~ 0.1	3 ~ 8	5.45	0.4 ~ 3.5	6 ~ 13.77	0.8 ~ 2		2 ~ 3

29.2.4.4 主要技术经济指标

金银合金主要技术指标:金回收率 99.5%,银回收率 98.8%,碲回收率 50%,铋回收率

70%, 1 t 贵铅消耗重油燃料 1 ~ 1.2 t。

29.3 阳极泥湿法处理工艺

阳极泥火法处理工艺经过长期的实践,设备和技术不断改进,日臻完善和成熟,金银的回收达到了较高的水平,综合回收的元素也比较多。但火法流程存在着固有的缺点:返渣多,金、银直收率低,生产周期长,积压大量贵金属,影响企业资金周转。特别是一些中小企业,还存在设备利用率低、砷、铅烟尘危害等问题。

因此,阳极泥湿法处理工艺应运而生。1978 年,中国湿法处理铜阳极泥工艺投产,1986 年湿法处理铅阳极泥工艺投产。湿法工艺的优点明显地表现出来:金、银直收率高,可达 97% ~ 98%,好的达 99%;生产周期短,一般为 10 ~ 20 d;能耗较低;工序少,流程短;综合利用好,经济效益高等。因此,湿法工艺获得迅速的发展。

29.3.1 阳极泥湿法处理工艺流程

近二三十年,中国多家中、小冶炼厂为了改善环境、消除污染,提高金、银的直收率,增加经济效益,结合本厂阳极泥实际情况,试验研究并投产了多种湿法处理阳极泥工艺。取得了很好的经济指标。几种工艺流程及特点如下:

(1) 铜阳极泥硫酸盐化焙烧蒸硒—酸浸脱铜—氨浸分银—氯化分金工艺流程。中国第一个用于生产实践的铜阳极泥湿法处理工艺流程见图 29-4。该流程先采用硫酸化焙烧蒸

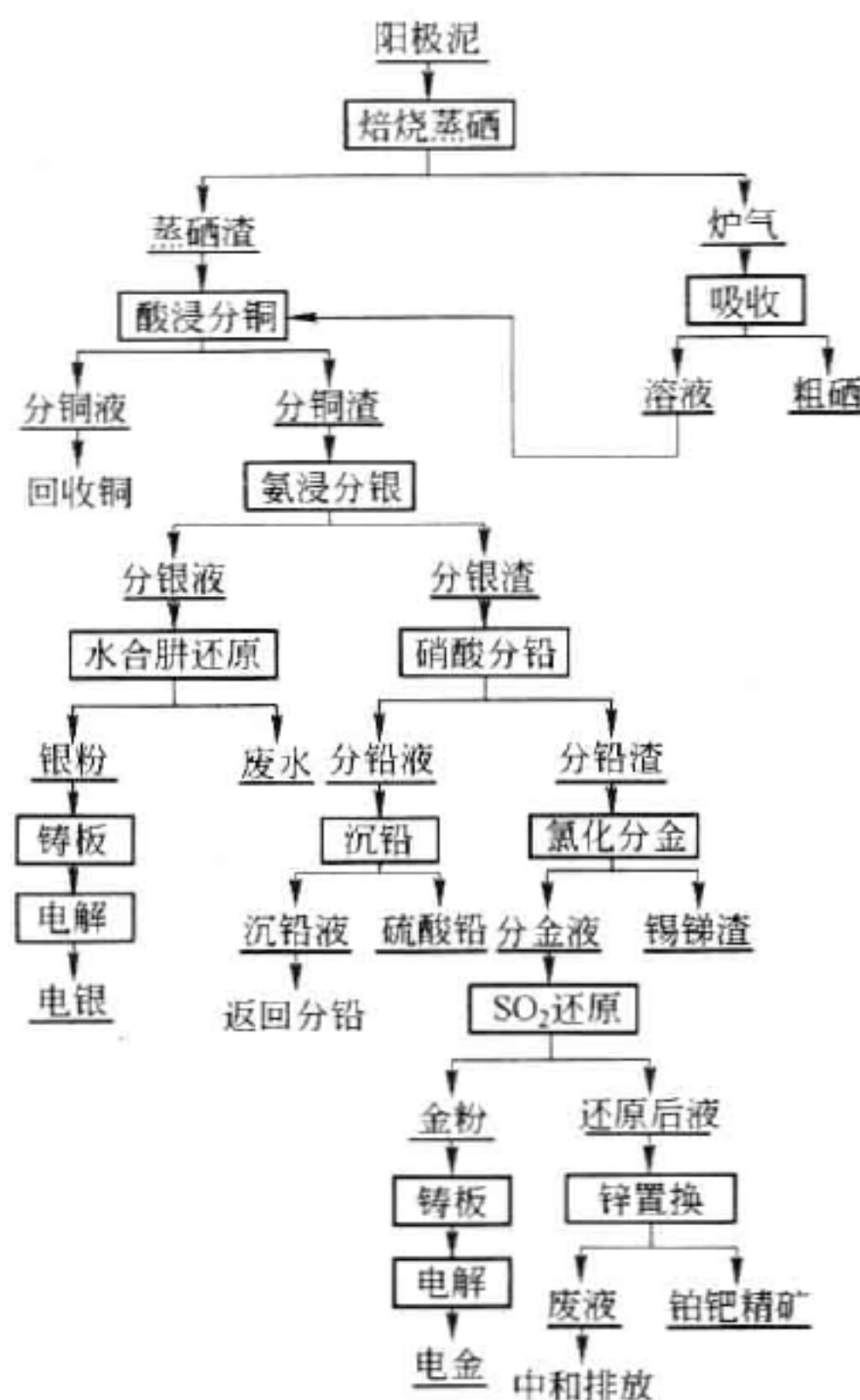


图 29-4 铜阳极泥硫酸化蒸硒—酸浸脱铜—氨浸分银—氯化分金工艺流程

硒、酸浸脱铜这一成熟、有效的方法,后用湿法处理,已为多家冶炼厂所采用。该工艺流程,阳极泥首先经硫酸化焙烧蒸硒,并从炉气中用稀硫酸液吸收并通入 SO_2 还原回收粗硒。蒸硒渣经稀硫酸加热并鼓风搅拌浸出脱铜,浸液返回铜电解。脱铜渣采用氨浸分银,并用水合肼从浸银液中还原出粗银送电解。分银渣进行碳酸盐化后用稀硝酸浸出除铅,并向铅液中加适量硫酸(不使过剩)使生成 PbSO_4 沉淀,滤液返回再浸铅。除铅渣使用 HCl 、 NaCl 和 NaClO_3 分金,并通 SO_2 还原为粗金送电解。金还原液置换得铂、钯精矿。最终渣返回铜火法冶炼。金回收率 99.29%,直收率 96.47%;银回收率 99.17%,直收率 93.4%。

该工艺的特点:1) 保留了火法流程的焙烧蒸硒和酸浸分铜工序。2) 用分铅、分银、分金三个工序取代了火法流程的贵铅炉和分银炉。3) 生产周期短,设备较简单,操作易掌握,较适合中小企业采用。4) 不足之处是含碲高的阳极泥适应性较差,氨气污染治理较难。

(2) 铜阳极泥硫酸化焙烧蒸硒—酸浸脱铜、银—氯化分金工艺流程(见图 29-5)。该流程硫酸化焙烧分别采用高温法和低温法。当阳极泥含硒较高时,在 $600 \sim 650^\circ\text{C}$ 焙烧和蒸硒 4 h;而含硒量低时,则在 300°C 焙烧 2 h。焙烧原料与硫酸的配比为 1:1。焙烧渣在固液比 1:(12~15)、温度 $80 \sim 90^\circ\text{C}$ 的 6 mol/L 硫酸液中浸出 2 h,溶解铜、银;滤液中的银经铜置换沉淀产出纯度 99.95% 的海绵银,溶液返回铜电解。浸铜、银渣在固液比 1:10、温度 $80 \sim 90^\circ\text{C}$ 、初始酸度 4 mol/L H_2SO_4 和 2 mol/L HCl 液中,按含金量加入 3.5 倍的 NaClO_3 浸出 4 h 分金,并用 SO_2 从浸液中还原沉淀出纯度 99.99% 的海绵金,尾液经置换回收铂、钯。最终浸渣返回铜火法冶炼。金回收率 99.6%,直收率 97%~99%;银回收率 99.0%,直收率 96%~

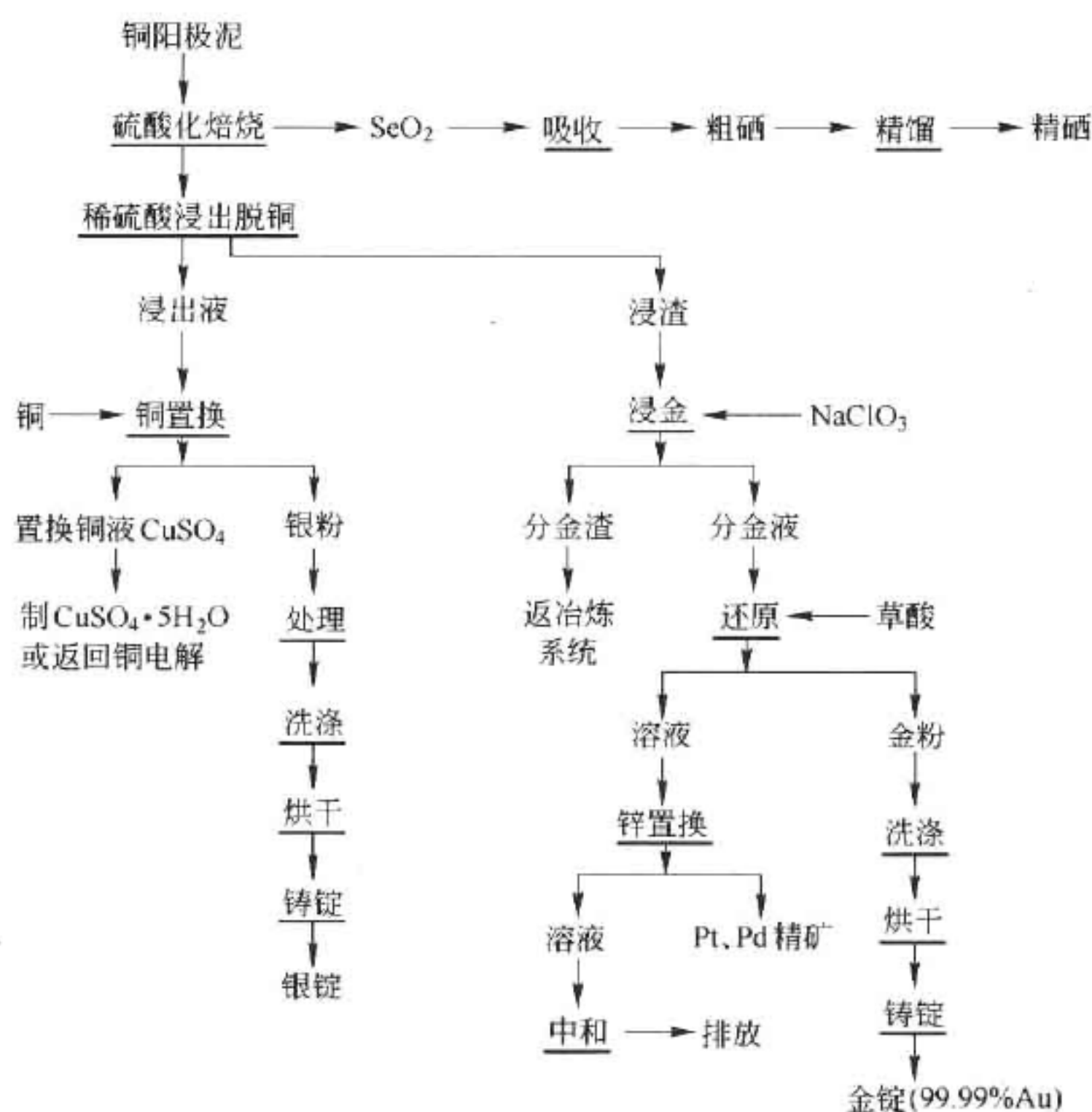


图 29-5 铜阳极泥硫酸化焙烧蒸硒—酸浸脱铜、银—氯化分金工艺流程

98%。硫酸化焙烧后有 99% 的银转化为 Ag_2SO_4 。即脱铜、脱银在一个过程完成,浸铜、银液用铜板置换银后,直接炼纯银,去掉了氨浸银过程。脱铜、银渣直接氯化分金,从而简化了工艺流程。

该工艺流程特点:1) 工艺流程短。主工序仅由酸化焙烧蒸硒、酸浸分铜银和氯化分金 3 个工序组成。2) 本流程处理金、银含量较高,硒、碲较少,铜、锡、铅中上,成分不太复杂的阳极泥,可取得较好的金、银回收率和好的经济效益。

(3) 铜阳极泥低温氧化焙烧—酸浸脱铜—氯化分金—亚硫酸钠分银工艺流程(见图 29-6)。阳极泥经低温氧化焙烧(375°C),可使硫、铜、硒、碲等氧化;焙烧渣在固液比 1:4、温度 $80\sim 90^\circ\text{C}$ 的 6 mol/L 硫酸液中浸出 2 h,可同时浸出 Cu、Se、Te 等。浸出过程中加 HCl 沉银。浸出渣在固液比 1:4、温度 $80\sim 90^\circ\text{C}$ 、初始酸度 $1\text{ mol/LH}_2\text{SO}_4$ 溶液中,NaCl 40 g/L,加入含金量 10 倍的 NaClO_3 ,氧化浸出 4 h。浸液中的金用草酸还原为粗金送精炼,尾液置换回收 Pt、Pd。分金后渣中的银呈氯化银,在固液比 1:(6~8),加入 Na_2SO_3 250 g/L 在常温下浸出 2 h,并用甲醛从浸出液中还原出粗银送精炼,尾液返回分银过程。最终渣送铜火法冶炼。金回收率 99.3%,银回收率 99.1%。

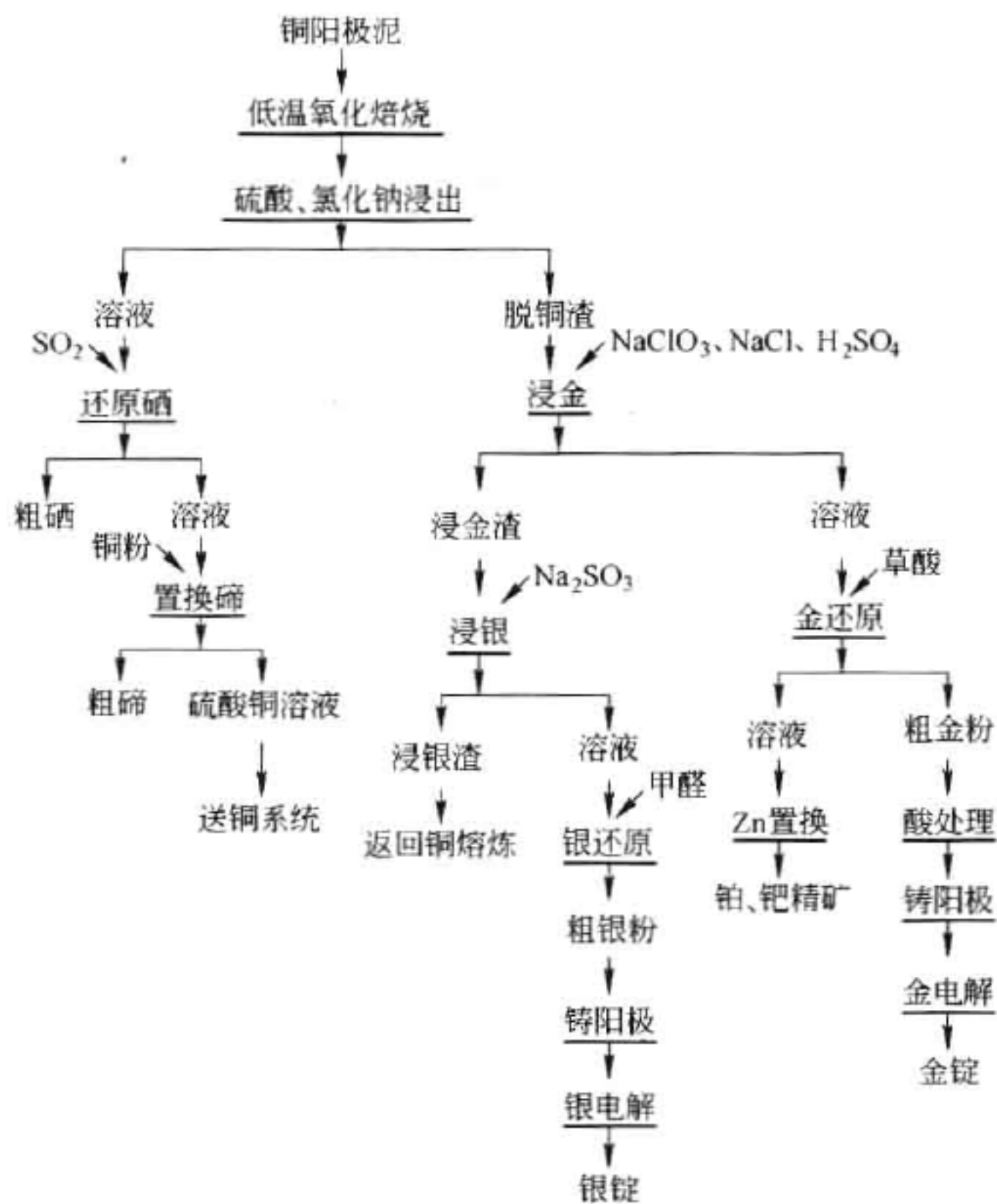


图 29-6 铜阳极泥低温氧化焙烧—酸浸脱铜—氯化分金—亚硫酸钠分银工艺流程

该工艺流程特点:1) 采用低温氧化焙烧,从浸铜液中分别还原出硒,碲。2) 对浸铜渣先氯化分金、草酸还原金,后亚硫酸钠分银、甲醛还原银。金质量较高。3) 亚硫酸钠分银选择性强,操作条件比氨浸好。4) 不足之处是:含硒高时适应性较差,亚硫酸根对银络合能力不如氨强、分银操作较难。

(4) 铅阳极泥湿法处理工艺流程(见图 29-7)。铅阳极泥先经自然氧化(存放时间较长)或在 120 ~ 150℃ 下烘干氧化,此时铜、砷、锑、铋氧化为相应的氧化物。采用 HCl - NaCl 溶解 Sb、As、Bi、Cu;所产浸出渣先氯化分金、亚硫酸钠还原制取金粉;后亚硫酸钠浸银、甲醛还原制银粉。该工艺金回收率 97.14%,银回收率 95%,锑 82.68%,铋 84.17%,铅 77.44%。

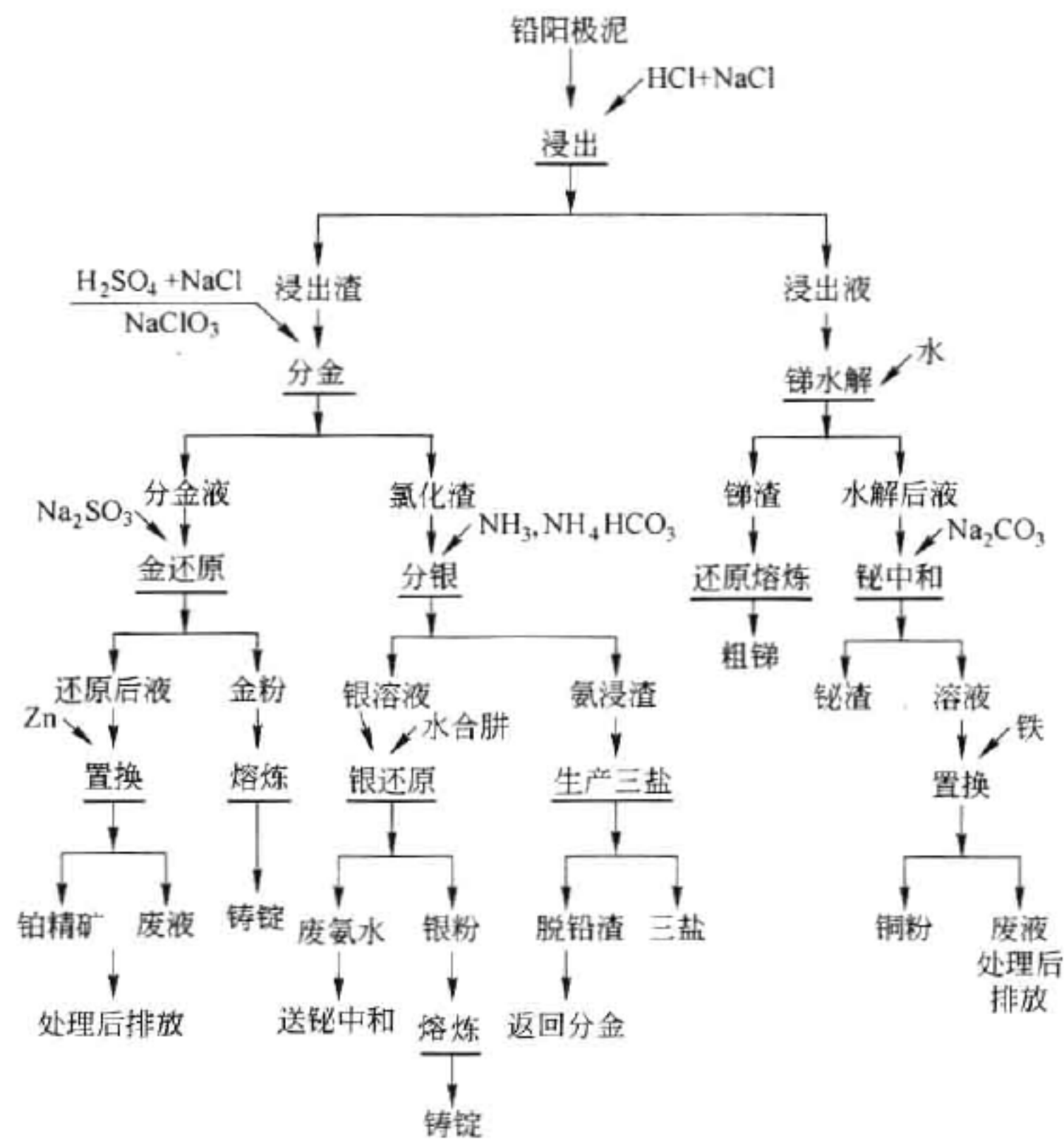


图 29-7 铅阳极泥湿法处理工艺流程

该工艺流程的特点:1) 为铅阳极泥的全湿法流程,适合处理含金、银品位高的阳极泥。2) 金、银直收率较高,综合回收有价金属,提高经济效益。3) 设备较简单,规模可大可小,适合中小企业。4) 设备防腐要求高。

(5) 铅阳极泥控制电位氯化浸出熔炼金、银工艺流程(见图 29-8)。铅阳极泥经控制电位氯化浸出锑、铋、铜后,使上述杂质溶解,浸出渣可炼贵铅,也可用碱转化得富银渣,熔炼成金银合金板进行银电解、金电解,直接生产金、银。

该工艺流程的特点:1) 利用铅极泥中各种金属氧化还原电位差,采用控制电位氯化技术,将杂质与金、银分开。对含铜较高的铅阳极泥,由于采用氯气作氧化剂,可使未氧化的铜氧化出去。2) 盐酸浸出后得到的渣可炼贵铅,如采用碱转化可得到富银渣,含银可达 50%,也可直接炼金、银合金板,再电解银和金。3) 从浸出液中可分别回收铜、铋、锑。

前面列出的国内冶炼厂几种典型的阳极泥处理工艺,虽然流程多种多样但都包括以下主要工序:1) 首先是脱除贱金属以富集贵金属,为后者的回收创造条件。2) 分银,即浸出

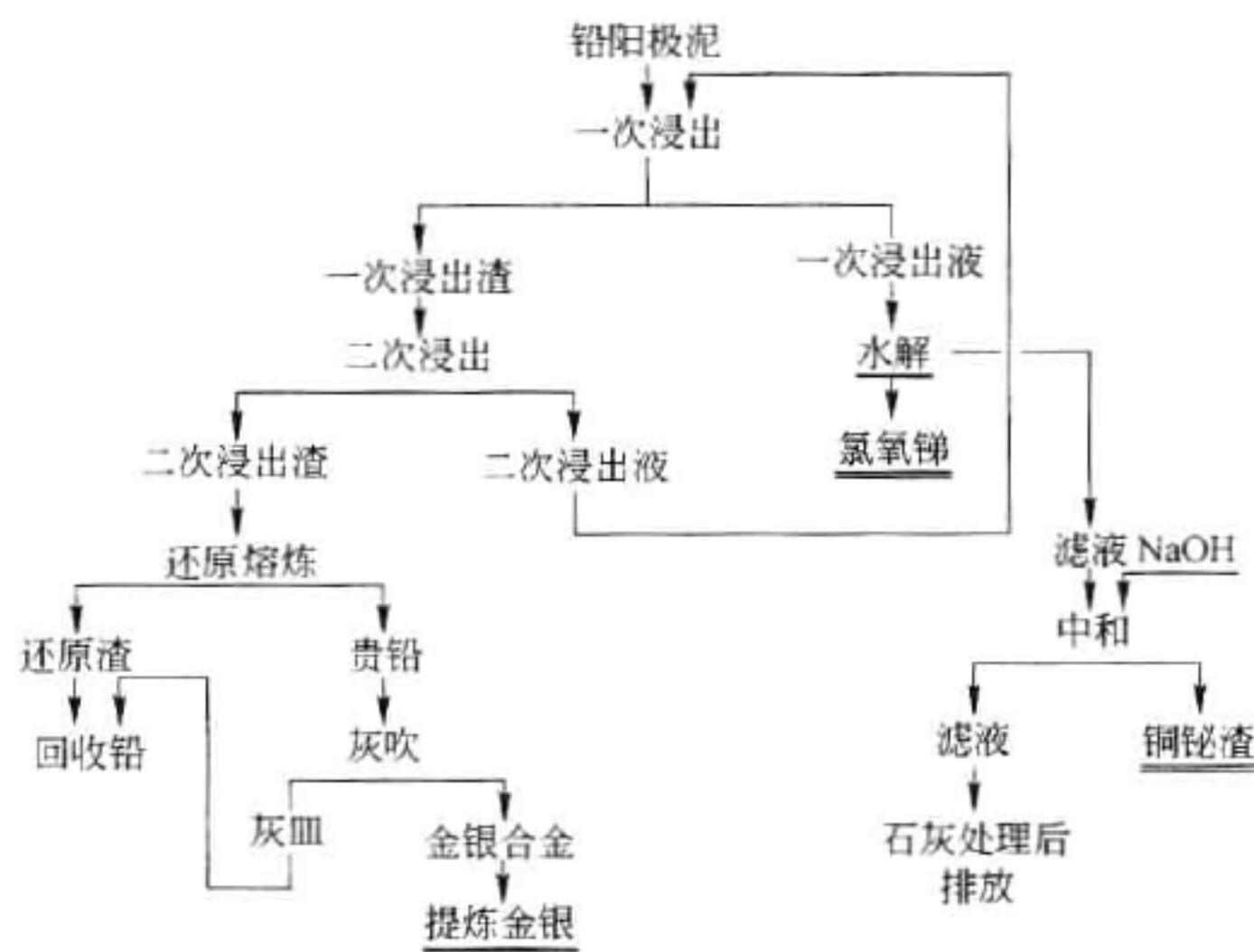


图 29-8 铅阳极泥控制电位氯化浸出熔炼金、银工艺流程

银及随后从浸出液中还原出银粉。3) 分金, 即浸出金随后从浸出液中还原出金粉。4) 从金还原后液中回收铂、钯。其中分银、分金工艺的组合顺序由银的物质形态决定, 如果银的氯化程度 (AgCl 的转化率) 不够高, 则分金放在分银之前。

29.3.2 阳极泥脱除贱金属

阳极泥中 Cu , Pb , Se , Te , Bi , As , Sb 等贱金属以及与之相结合的非金属, 约占阳极泥质量的 70% 以上。脱除贱金属 (脱杂) 目的, 一是富集贵金属, 以保证得到高的贵金属回收率和高品位的贵金属; 二是综合回收有价金属。

29.3.2.1 铜阳极泥硫酸化焙烧蒸硒、酸浸脱铜、 NaOH 浸出脱碲和铅

A 硫酸化焙烧

铜阳极泥拌浓硫酸焙烧蒸 Se 、酸浸脱 Cu 在湿法工艺中仍采用这一成熟、高效的方法。但酸泥比要高些, 焙烧时间更长, 一些冶炼厂酸化焙烧操作技术条件及经济指标实例见表 29-13。要求通过硫酸化焙烧有 99% 的 Ag 转成 Ag_2SO_4 , 若用无 Cl^- 水浸出, Ag_2SO_4 可进入浸出液。曾有冶炼厂采用铜板置换从浸出液中回收 Ag 。但由于有部分 Te (25% ~ 50%) 也进入浸出液, 置换时有 Cu_2Te 产生, 使 Ag 粉品位降低。如下反应:



因此, 湿法工艺多在酸浸铜时配入 NaCl 或 HCl , 使银以 AgCl 态沉入浸出渣中。

B 浸铜

浸铜作业通常在衬钛的反应釜中进行。浸液中 H_2SO_4 120 ~ 300 g/L, 温度 80 ~ 90℃, 浸铜渣率常在 30% 左右, 渣含 Cu 小于 0.2%。酸浸技术操作条件及技术经济指标实例见表 29-14。

蒸硒渣中 50% 以上的碲留在浸铜渣中。当浸铜渣含碲高时, 将影响金、银的直收率和金、银质量, 有必要加一脱碲工序。浸铜渣中脱碲有 NaOH 法和 HCl 法。

表 29-13 酸化焙烧操作技术条件及技术经济指标实例

项 目		冶炼厂 1	冶炼厂 2	冶炼厂 3
设备形式		回转窑		回转窑
阳极泥处理量/t·d ⁻¹		1.35 ~ 1.42	0.10 ~ 0.20	0.15 ~ 0.17
酸泥比		(0.7 ~ 0.8):1	0.70:1	1.50:1
硫酸浓度/%		93	93	98
焙烧温度/℃	焙烧	250 ~ 350	250 ~ 300	250 ~ 400
	蒸硒	550 ~ 600	550 ~ 600	600 ~ 650
焙烧时间/h	焙烧	1 ~ 1.5	4	3 ~ 3.5
	蒸硒	2 ~ 3	10 ~ 12	3 ~ 3.5
吸收液酸度/g·L ⁻¹		<500	<500	<600
出塔时间/d	1、2 号	3 ~ 5	3 ~ 4	2 ~ 3
	3、4 号	6 ~ 7	6 ~ 10	7 ~ 10
负压/Pa	窑尾	98		98
	窑头	150 ~ 200		147 ~ 196
蒸硒渣残硒/%		<0.5	<0.05	0.06 ~ 0.07
硒直收率/%		85	>90	86 ~ 87
1 t 干泥酸耗(H ₂ SO ₄ 100%)/t		0.65 ~ 0.95	0.874	1.47
1 t 干泥能耗/kg		重柴油 470	煤 2595	

表 29-14 酸浸技术操作条件及技术经济指标实例

项 目		冶炼厂 1	冶炼厂 2	冶炼厂 3	冶炼厂 4	冶炼厂 5
原 料		氧化焙砂	蒸馏渣	蒸馏渣	蒸馏渣	酸化焙砂
硫酸浓度/g·L ⁻¹		150	80 ~ 150	280 ~ 320	150	90 ~ 100
液固比		4:1	(4 ~ 5):1	4:1	(8 ~ 9):1	6:1
反应温度/℃		80 ~ 90	80 ~ 90	80 ~ 85	80	80 ~ 90
反应时间/h		2	3 ~ 4	5	6	4
浸出率/%	Cu	99.6 > 98		99	> 97	99 ^① , 95 ^②
	Ag			98.5 ~ 99	> 98	0.63 ^① , 90 ^②
	Se	> 98	84.4			
	Te	> 98	50			
	Ni					93 ^① , 90 ^②

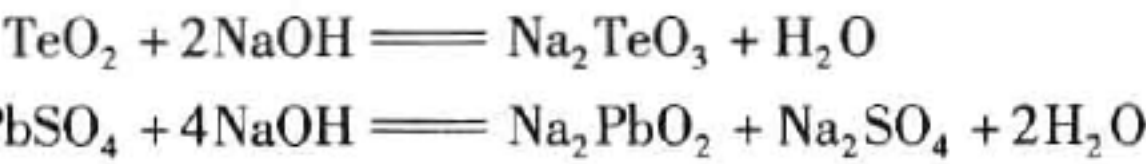
续表 29-14

项 目	冶炼厂 1	冶炼厂 2	冶炼厂 3	冶炼厂 4	冶炼厂 5
1 t 干泥单耗硫酸(98%)/t		0.5	0.8~1.0	1.5	0.76 ^① , 0.76 ^②
1 t 干泥消耗盐酸(31%)/kg	70				
1 t 干泥消耗食盐(90%)/kg		55			

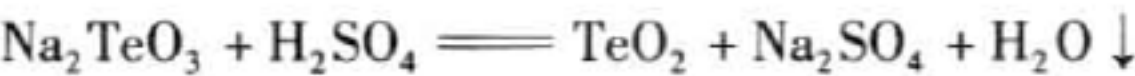
① 一次焙砂浸出液;② 二次焙砂浸出液。

C 碱浸脱碲铅

如某冶炼厂,脱铜时有 50% 的碲溶出,但分铜渣仍含有 6% 的碲,为进一步富集贵金属,而采用 NaOH 溶液浸碲,此时铅、碲转变成亚铅酸钠和亚碲酸钠,反应为:



Na₂TeO₃ 溶液用 H₂SO₄ 或 HCl 中和沉淀出 TeO₂:



分碲、铅的技术条件为:NaOH 质量浓度 120~160 g/L;液固比(5~6):1;温度 80~90℃ 浸出 3~4 h。浸出率(%):碲 60~70、铅 26、As 95、Bi 2.03。

采用 HCl 浸碲反应为:



技术条件:HCl 5 mol/L, H₂SO₄ 0.5 mol/L(室温),液固比 3:1,浸出时间 2~3 h。

TeCl₄ 溶液在室温下通入 SO₂ 沉淀 Te 反应如下:



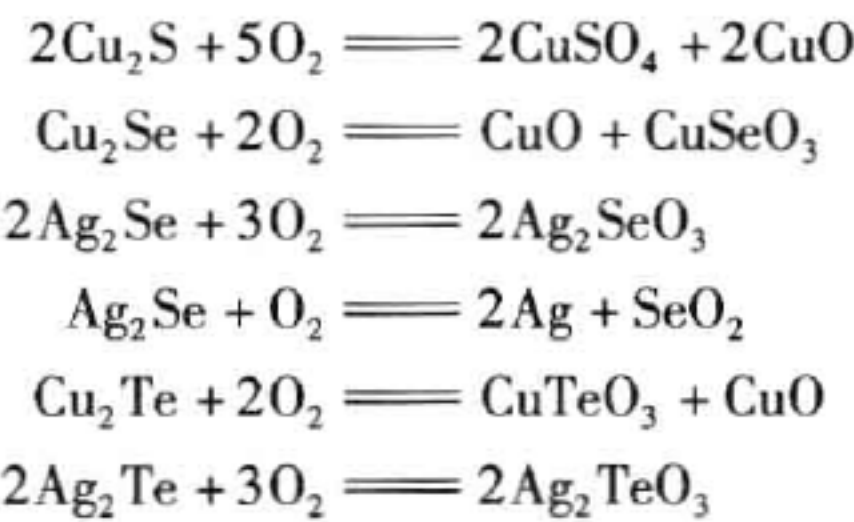
脱碲过程中 Pb、As、Sb、Bi 也一起进入浸出液。

D 硝酸浸出脱铅

某冶炼厂流程中,在分银后采用硝酸脱铅。分银渣中 95% 的铅转化为 PbCO₃;硝酸分铅时 PbCO₃ 转化为 PbNO₃ 溶解。分铅技术条件:液固比(6~8):1,硝酸浓度 2 mol/L,常温,搅拌时间 2 h。铅的回收率在 90% 以上。

29.3.2.2 铜阳极泥低温氧化焙烧、酸浸 Cu、Se、Te

铜阳极泥低温氧化焙烧的目的,是用空气氧使铜氧化为易溶于稀 H₂SO₄ 的 CuO,并破坏 Ag₂Se 的结构,硒呈可溶性亚硒酸盐留于焙砂中而不挥发,主要反应有:



碲的氧化速度比硒慢。焙烧在电阻炉中进行,向炉内鼓入空气,控制的温度为 350~375℃。焙烧渣用稀硫酸浸出,并在浸出过程中加入适量 HCl 沉银。铜、硒、碲进入溶液,然后分别用 SO₂ 还原硒,用铜粉置换碲,置换后液送生产硫酸铜。

在国外,铜阳极泥焙烧温度达 700~780℃,称为高温氧化焙烧。在此条件下,SeO₂ 挥发

进入气相。高温氧化焙烧产生熔结现象,往往要加惰性物质(如石英粉、 Al_2O_3 粉)防止熔结,烧渣按湿法处理时需要细磨。

29.3.2.3 铅阳极泥烘干氧化、 $\text{HCl}-\text{NaCl}$ 浸出

铅阳极泥在 $120 \sim 150^\circ\text{C}$ 下烘干氧化 2 天,或在 300°C 以下焙烧 6 h,则此时铜、砷、锑、铋等氧化为相应的氧化物。

在 $\text{HCl}-\text{NaCl}$ 溶液中贱金属氧化物溶解生成 CuCl_2 、 SbCl_3 、 BiCl_3 、 AsCl_3 等氯化物。由于 SbCl_3 等氯化物极易水解,为使浸出液稳定,须有足够的 Cl^- 浓度和酸度。加入 NaCl 的作用在于提供 Cl^- 。通常控制浸出液 Cl^- 浓度为 5 mol/L ,终酸 1 mol/L ,浸出温度 $50 \sim 70^\circ\text{C}$,浸出时间 3 h, Sb 、 Bi 、 Cu 和 As 的浸出率分别达 98%、99%、90% 和 98%。当 NaCl 质量浓度达 300 g/L 时,铅的浸出率可达 99%。

应该注意的是银可以 AgCl_2^- 进入溶液。为减少银的溶出损失,应将浸出矿浆冷却至室温后再过滤,滤液中 Ag 约 100 mg 。

所产浸出渣如果金含量低(铅阳极泥含 Au 低)也可以按火法熔炼。即为所谓半湿半火流程。

29.3.2.4 铅阳极泥控电位氯化浸出、碱转化及吹炼

铅阳极泥不经氧化焙烧,在 4 mol/L HCl 溶液中搅拌浆化,同时通入 Cl_2 气,控制电位至 450 mV (对甘汞电极),恒电位浸出 2 h,使 Sb 、 Bi 、 Cu 、 As 氧化溶解。所产浸出渣可按火法处理。由于浸出渣含氯化物(AgCl 、 PbCl_2 等)很高,在火法熔炼前最好用 NaOH 浸出或用铁置换除去 Cl^- 。铅阳极泥氯化浸出渣如进行碱浸,可将氯化银转化为氧化银,以利于下一步熔炼作业,故碱浸也称为碱转化。碱浸时还能脱除酸浸渣中的铅和砷,使银得到进一步富集,故碱浸渣也称富银渣。富银渣可直接熔炼金银合金板,送电解提取金、银。铅阳极泥氯化浸出渣碱转化工艺流程见图 29-9。

碱转化技术条件:浸液碱质量分数 20%,液固比 1~2,操作温度 $80 \sim 90^\circ\text{C}$,反应时间 1~3 h。浸渣再用水洗 4~5 次,转化渣(富银渣)含银达 40%~50%。碱转化技术指标:铅浸出率 80%,砷浸出率 5%~10%, NaOH 单耗 0.09 t/t 铅阳极泥。

富银渣主要成分是铅、银和少量的锑、铋,可用灰吹法炼得 98% 以上的粗银,送电解精炼。

29.3.3 分银过程及银还原

进入分银原料(脱除贱金属后的浸出渣或分金渣)中的银基本上都已转化成 AgCl ,故凡能溶解 AgCl 的药剂都可作为浸出剂,但工业生产上选作浸出剂的只有氨和亚硫酸钠。

29.3.3.1 氨浸分银、水合肼还原法

氨浸分银的基本原理是基于氨与银离子能形成稳定的 $\text{Ag}(\text{NH}_3)_2^+$ 络离子而进入溶液:

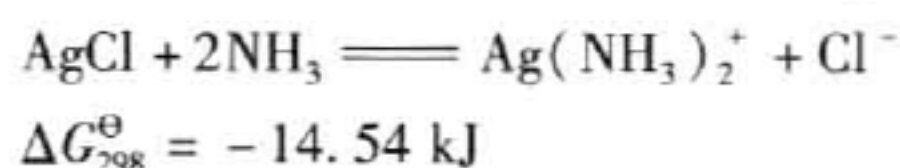


图 29-9 氯化渣碱转化工艺流程

AgCl - NH₃ - H₂O 系电位 φ - pH 值图见图 29-10。从图 29-10 可以看出,只有在 pH 值大于 7.7 时,AgCl 才能转化为 Ag(NH₃)₂⁺;溶液 pH 值大于 13.5 时,Ag(NH₃)₂⁺ 将转变为 Ag₂O 沉淀,因此,分银终了时的 pH 值不应过高。

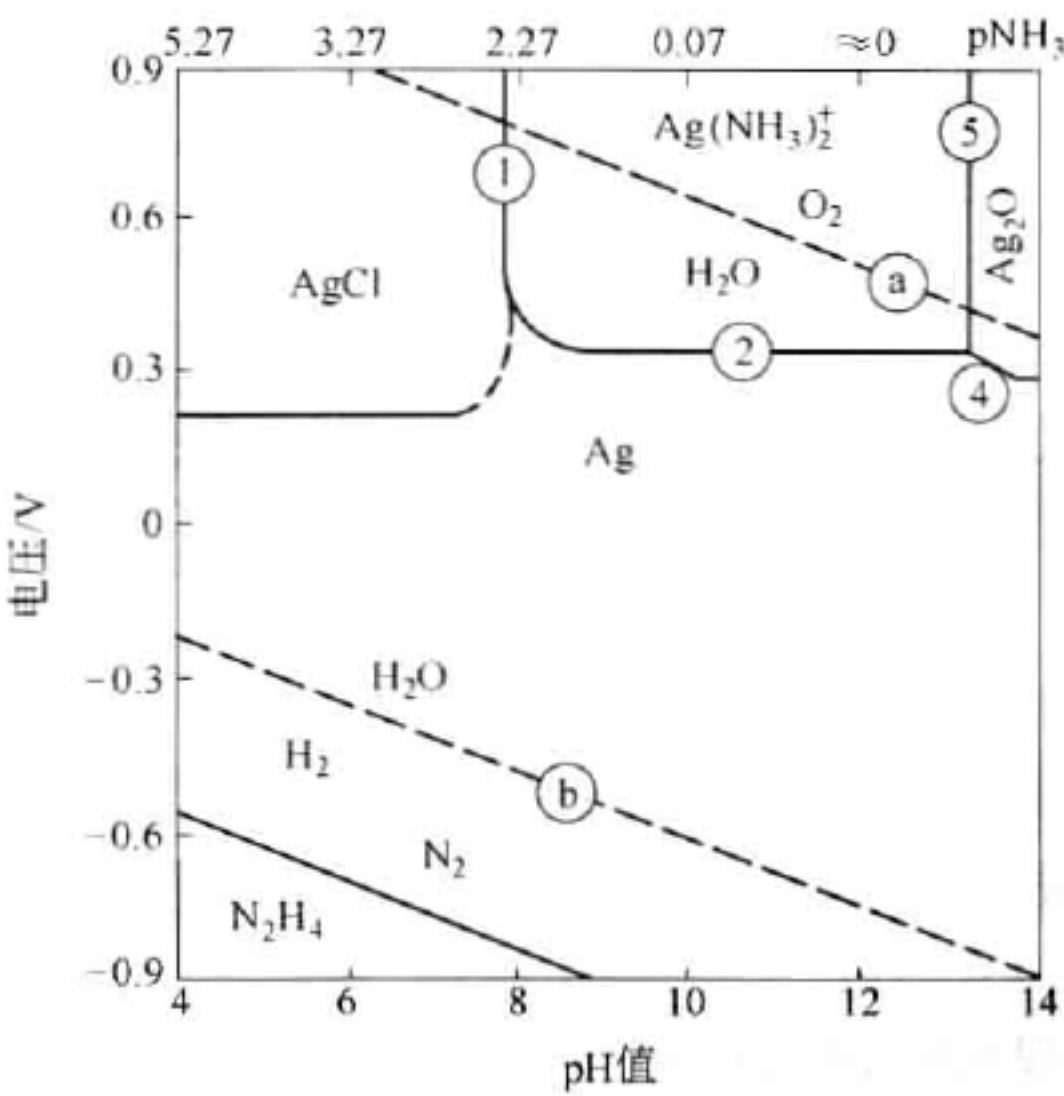


图 29-10 AgCl - NH₃ - H₂O 系电位 - pH 图

$(\alpha_{\text{Ag}(\text{NH}_3)_2^+} = 0.5 \text{ mol/L}, \alpha_{\text{Cl}^-} = 0.6 \text{ mol/L})$

$[\text{NH}_3]_{\text{T}} = 1 \text{ mol/L}, P_{\text{O}_2} = P_{\text{H}_2} = 1 \times 10^5 \text{ Pa})$

通常分银在室温下进行,氨质量分数 8% ~ 10%,按 Ag 质量浓度大于 35 g/L 确定液固比,搅拌 4 h。分银技术操作条件及技术经济指标实例见表 29-15。

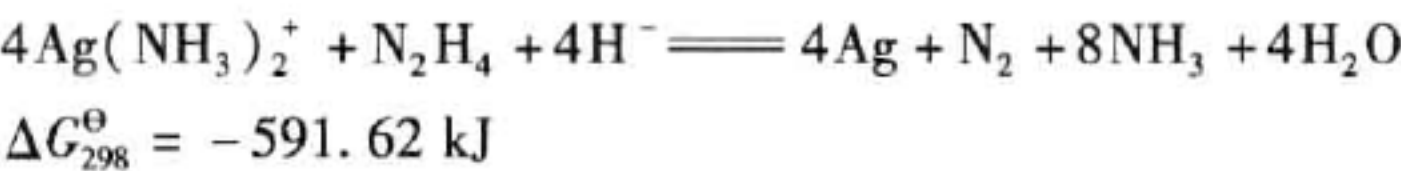
表 29-15 分银技术操作条件及技术经济指标实例

项 目	氨浸分银法	亚硫酸钠分银法
氨液质量分数/%	10	
亚硫酸钠质量浓度/g · L ⁻¹		250
液固比	(4 ~ 5) : 1	7 : 1
<i>m</i> 碳酸钠 : <i>m</i> 碳酸铅	1.3 : 1	
反应温度/℃	常温	30 ~ 40
搅拌时间/h	4	3 ~ 5
溶液 pH 值		8 ~ 8.5
终点溶液含银/g · L ⁻¹	<35	<32
银浸出率/%	99.95	97.68
银直收率/%	98.95	96.00
分银渣含银/%	0.02	0.70
1 kg Ag 液氨消耗/kg	2.67	
1 t 干泥亚硫酸钠消耗/t		0.34
1 t 干泥二氧化硫消耗/kg		85

续表 29-15

项 目	氨浸分银法	亚硫酸钠分银法
1 kg Pb 碳酸钠消耗/kg	0.70	
1 kg Ag 甲醛消耗/kg		0.9
1 kg Ag 水合肼消耗/kg	0.3	

氨浸液用水合肼(联氨)还原,得到品位 98% 以上的银粉:



水合肼用量为理论量的两倍,60℃、还原 30 min,银还原率达 99% 以上。氨浸分银工序往往还同时进行铅的碳酸盐转化,即用 NH_4HCO_3 或 Na_2CO_3 将 PbSO_4 、 PbCl_2 转为更难溶的 PbCO_3 :



这是由于 PbCO_3 的溶度积(298 K, $K_{\text{sp}} = 7.4 \times 10^{-14}$)远小于 PbCl_2 ($K_{\text{sp}} = 1.6 \times 10^{-6}$)及 PbSO_4 ($K_{\text{sp}} = 1.6 \times 10^{-8}$)。

氨浸银、脱铅工艺流程如图 29-11 所示。分银时按每千克铅加 0.6 kg 碳酸铵。

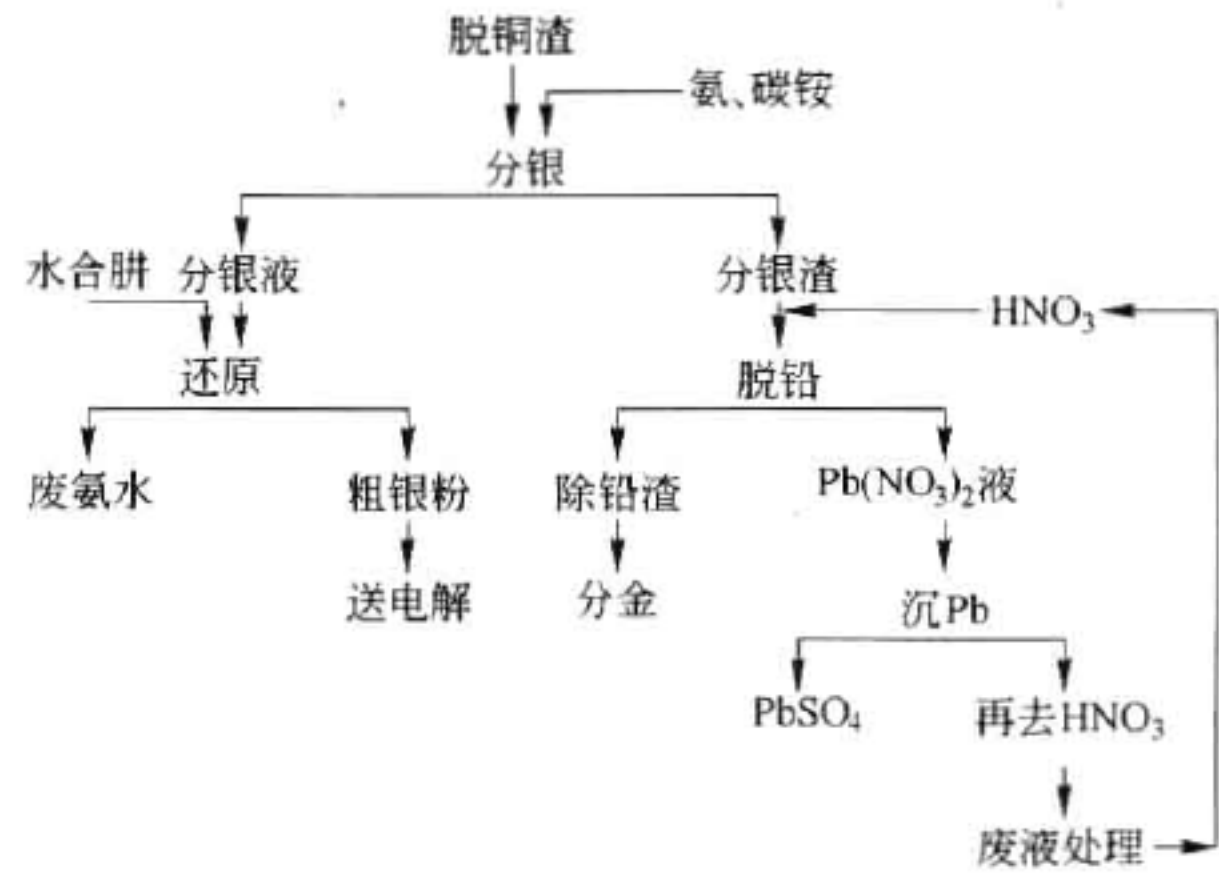
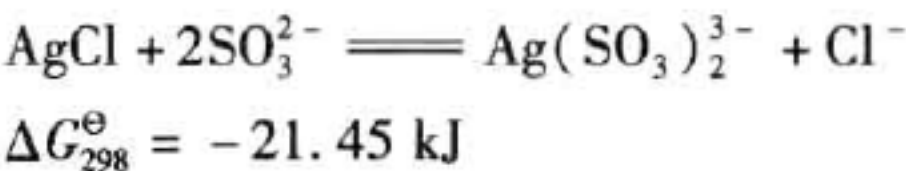


图 29-11 氨浸银、脱铅工艺流程

分银渣用 5% 氨水、热水洗涤后,在不锈钢反应釜中加 HNO_3 溶铅,控制终点 pH 值为 1, 常温搅拌 2 h。

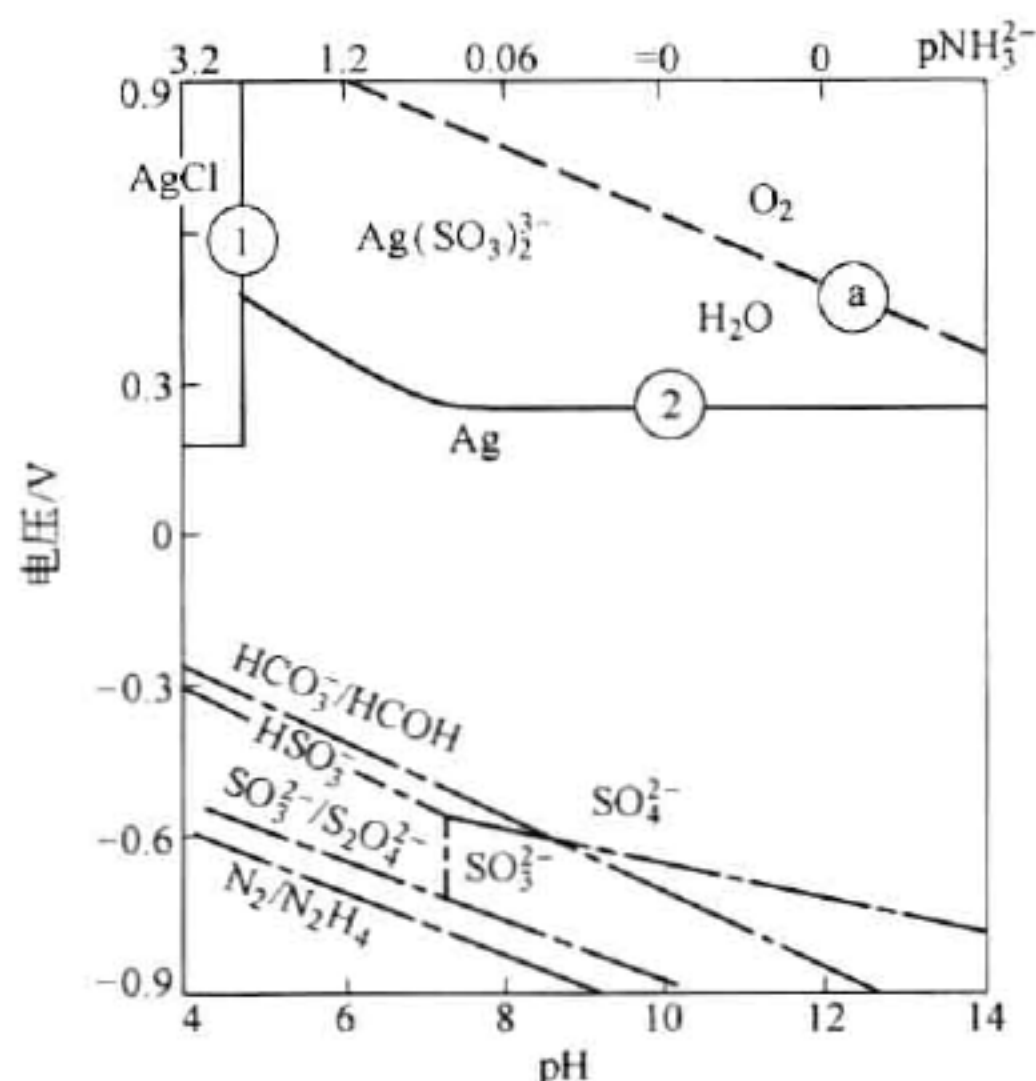
29.3.3.2 亚硫酸钠分银、甲醛还原法

亚硫酸钠浸出氯化银是基于银能与亚硫酸根生成 $\text{Ag}(\text{SO}_3)_2^{3-}$ 络离子而进入溶液:



$\text{AgCl} - \text{SO}_3^{2-} - \text{H}_2\text{O}$ 系 $\varphi - \text{pH}$ 值图见图 29-12。

从图 29-12 可以看出, AgCl 只有在溶液 pH 值大于 5 时才能转变为 $\text{Ag}(\text{SO}_3)_2^{3-}$ 络离子,增大溶液中 SO_3^{2-} 浓度和减少 Cl^- 浓度将有利于 AgCl 的浸出。 $\text{Ag}(\text{SO}_3)_2^{3-}$ 转变成 Ag_2O 的 pH 值很大,因此浸出过程中不会生成 Ag_2O 沉淀。

图 29-12 25℃, $\text{AgCl} - \text{SO}_3^{2-} - \text{H}_2\text{O}$ 系 $\varphi - \text{pH}$ 图

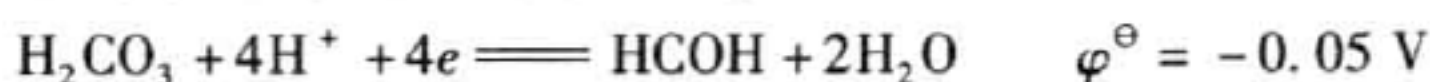
($c[\text{Ag}(\text{SO}_3)_2^{3-}] = 0.25 \text{ mol/L}$, $c(\text{Cl}^-) = 0.5 \text{ mol/L}$)

$c(\text{SO}_3^{2-})_{\text{T}} = 1 \text{ mol/L}$, $P_{\text{O}_2} = P_{\text{H}_2} = 1 \times 10^5 \text{ Pa}$)

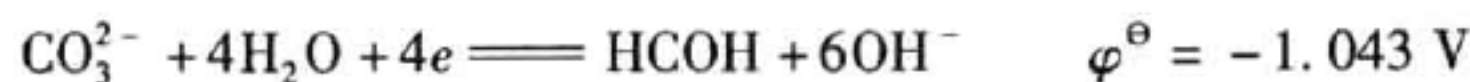
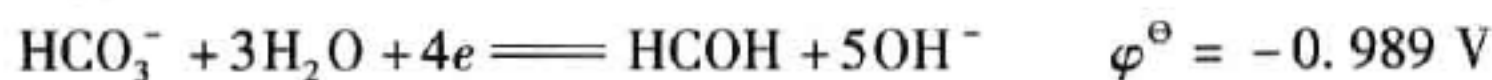
由于 SO_3^{2-} 只能在 pH 值大于 7.2 时稳定, pH 值小于 7.2 时生成 HSO_3^- , pH 值小于 1.9 时生成 H_2SO_3 。所以用 Na_2SO_3 浸出 AgCl 时溶液 pH 值应大于 7.2, 在 pH 值为 8 左右作业是合适的。

亚硫酸钠浸出液可以用甲醛 (HCOH)、水合联氨 ($\text{N}_2\text{H}_4 \cdot \text{H}_2\text{O}$) 或连二亚硫酸钠 ($\text{Na}_2\text{S}_2\text{O}_4$) 还原并使亚硫酸钠再生。

甲醛 (HCOH) 在 pH 值小于 6.38 还原时将被氧化成 H_2CO_3 , 在 pH 值为 6.38 ~ 10.25 时氧化成 HCO_3^- 。甲醛氧化时都要产生大量 H^+ 使溶液酸度上升, 反应为:



在碱性溶液还原时, 反应为:



甲醛和水合肼电位均比银离子还原电位低得多, 所以是银很好的还原剂。溶液的 pH 值愈大, 甲醛的还原能力愈强, 通常在室温及 pH 值大于 10.55 条件下作业, 其反应为:



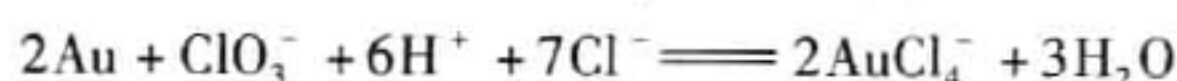
分银条件: Na_2SO_3 250 ~ 280 g/L, pH 值为 8 ~ 9, 30 ~ 40℃, 按 Ag 30 g/L 计算液固比, 搅拌浸出 5 h。银还原条件: 按 30 g/L 计加入 NaOH, 40 ~ 50℃ 下加甲醛还原, $m_{\text{甲醛}} : m_{\text{银}} = 1 : (2.5 \sim 3)$, 终点含 Ag 0.5 ~ 1 g/L, 过滤出银粉。还原后液通入 SO_2 使 pH 值由 14 调节至 8.5 ~ 9, 返回用于分银。随着循环次数增加, 母液中 Cl^- 浓度增加, 故使分银效果逐渐变差。当银浸出率达不到预期指标时, 将母液进行深度还原, 而后弃去。母液循环次数通常为 10 次。亚硫酸钠浸出氯化银, 浸出液受污染的程度较小, 作业环境好, 母液可以循环使用, 是一

种比较好的分银方法。分银技术操作条件及技术经济指标实例见表 29-15。

29.3.4 分金过程及金还原

进入分金原料中的金仍然以金属态存在。为使金溶解,除国外有几个工厂采用 5% NaCN 作为浸出剂外,大多采用氯化法,即用氯气或氯酸钠作氧化剂,在 HCl - NaCl 溶液或 H₂SO₄ - NaCl 液中溶解金。由于固体氯酸钠使用方便,故多采用之。

氯化分金浸出液初始酸度为 1 ~ 2 mol/L,当用 HCl 时 NaCl 质量浓度为 30 ~ 40 g/L,当用 H₂SO₄ 时 NaCl 为 60 ~ 80 g/L。采用 H₂SO₄ 是为了抑制 PbCl₂ 生成,以提高金粉品位。当原料中含易水解的杂质(如 Sb、Bi、Sn 等)较多时,分金酸度取上限。固液比 = 1:(3 ~ 6)。分金温度控制在 80 ~ 90℃。在此温度下 NaClO₃ 进行氧化反应:



显然,溶液中 pH 值愈小,α_{ClO₃⁻}、α_{Cl⁻} 愈大,愈有利于金的溶解。

25℃, Au - Cl - H₂O 系 φ - pH 图见图 29-13。

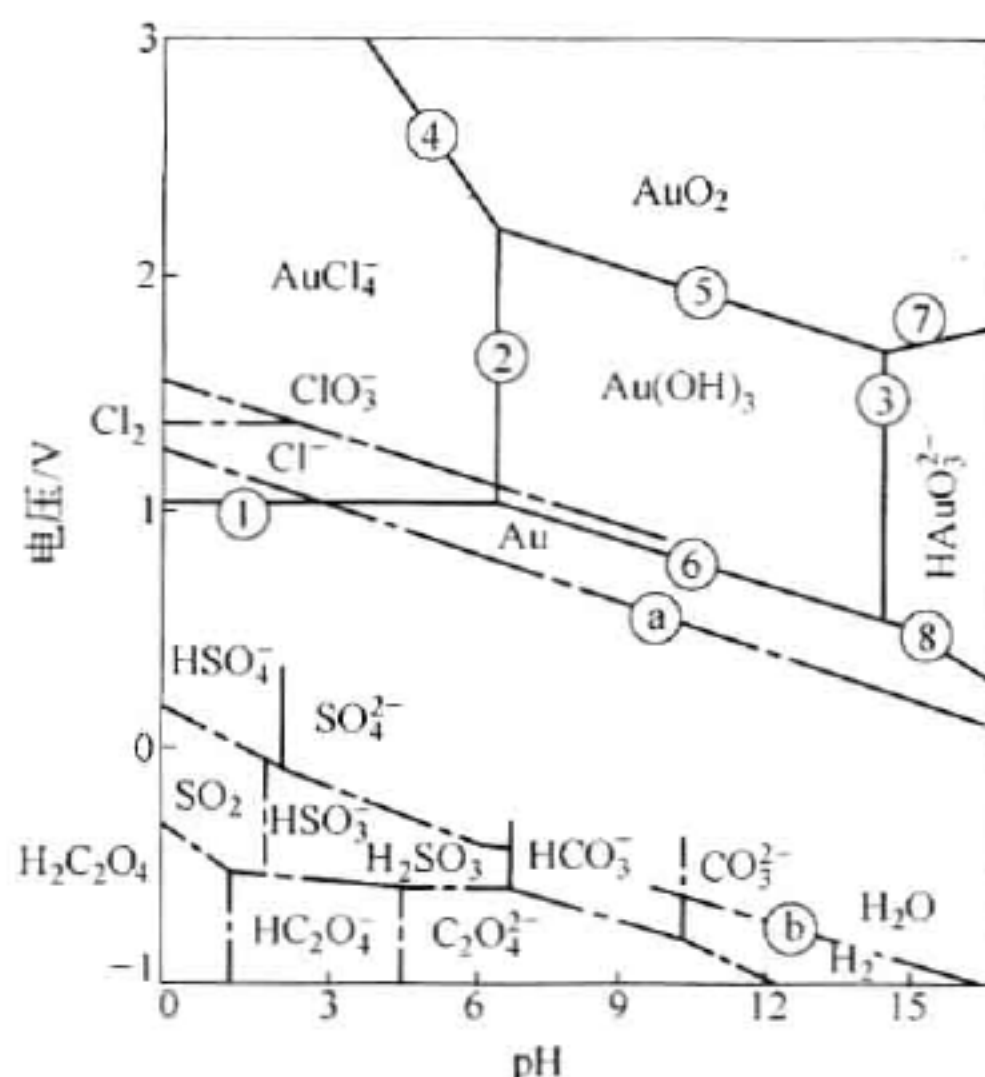
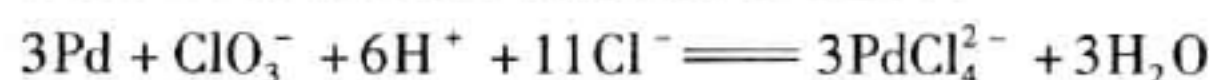


图 29-13 25℃, Au - Cl - H₂O 系 φ - pH 图

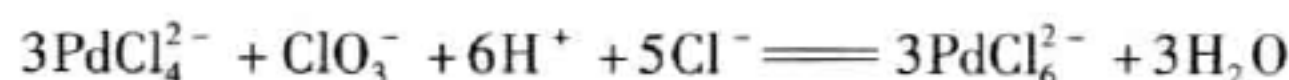
(α_{AuCl₄⁻} = 0.5 mol/L; α_{Cl⁻} = 0.1 mol/L; P_{O₂} = P_{H₂} = 1 × 10⁵ Pa)

图 29-13 表明, AuCl₄⁻ 只有在 pH 值小于 3 的水溶液中热力学才是稳定的。在 pH 值大于 6.5 的溶液中, AuCl₄⁻ 容易水解成胶体 Au(OH)₃; 在 pH 值大于 14.4 时则转变成 H[AuO₂]²⁻, Au(OH)₃ 和 H[AuO₂]²⁻ 在水溶液中热力学上都是不稳定的。

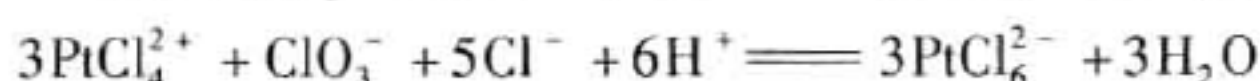
贵金属精矿中的铂、钯也会被氯酸钠氧化溶解,反应为:



PdCl₄²⁻ 还可以进一步氧化为 PdCl₆²⁻:



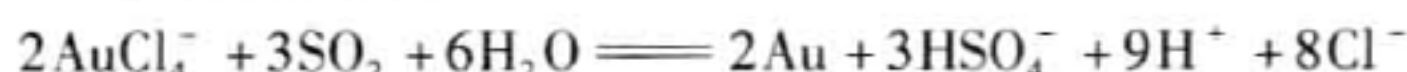
PdCl₄²⁻ 与 PdCl₆²⁻ 容易水解成 Pd(OH)₂ 和 Pd(OH)₄, 为防止产生氢氧化钯沉淀,溶液 pH 值应小于 5。同样存在下列反应,使 Pt 溶解:



在 pH 值大于 1.29 的水溶液中,铂的氯络离子也容易转变成氢氧化物。

综上所述,为了保证金、铂、钯的溶出,同时防止水解产生金、铂、钯的氢氧化物,溶液 pH 值应保证小于 3,而溶液的酸度愈大以及溶液中的 $\alpha_{\text{ClO}_3^-}$ 、 α_{Cl^-} 愈大,愈有利于金、铂、钯的溶出,浸出时通常在 1 mol 酸度以上并加入适当氯酸钠和氯化钠来作业。溶出后进行固液分离,贵金属浸出液通入 SO_2 气体或加入草酸还原金。

用 SO_2 还原 AuCl_4^- 的反应为:



可见反应产生酸,提高 pH 值有利于还原反应;但为了防止重金属杂质离子还原,得到品位高的金粉,往往在酸度比较大的情况下还原;溶液酸度在 1 mol/L 下可以得到 99.9% 以上的金粉。然后调高 pH 值再以 SO_2 还原,得到质量较差的金粉再提纯。

草酸还原过程中,溶液 pH 值小于 1.27 时,草酸以 $\text{H}_2\text{C}_2\text{O}_4$ 存在;pH 值为 1.27 ~ 4.27 时为 HC_2O_4^- ;pH 值大于 4.27 时则为 $\text{C}_2\text{O}_4^{2-}$ 。还原时,其氧化产物在不同的 pH 值溶液中也不同。在 pH 值小于 6.38 时草酸氧化成 H_2CO_3 ;pH 值为 6.38 ~ 10.25 时产物为 HCO_3^- ;在 pH 值大于 10.25 时则为 CO_3^{2-} 。草酸还原时的反应为:

pH 值为 1.27 时:



pH 值为 1.27 ~ 4.27 时:



草酸还原能力随溶液的 pH 值 $\alpha_{\text{HC}_2\text{O}_4^-}^3$ 的增加和 α_{Cl^-} 及草酸氧化产物的活度减小而增强。故生产上通常用 20% NaOH 溶液缓慢中和氯化液至 pH 值为 1 ~ 2,并加温至沸,在搅拌下,加入理论量 1.5 倍的固体草酸,还原 4 ~ 6 h,可得到品位大于 99.9% 的金粉。并在热态下过滤出金粉。

草酸比 SO_2 还原所得金粉纯度高些(达 99.9%),但费用高。当处理含 Au 低的阳极泥时,氯化分金液中 Au 浓度往往很低,直接还原 Au 粉很细,难以收集。在这种情况下最好用萃取法富集 Au,然后从有机萃取剂中还原 Au。

用 SO_2 或草酸还原金的时候,铂、钯通常不被 SO_2 或草酸还原,溶液中铂、钯可用锌粉置换成铂钯精矿。

铂钯精矿可用王水溶解,赶尽硝酸根后,用水解法将钯呈氢氧化钯沉出,溶液加氯化铵使铂成氯铂酸铵沉淀并煅烧成粗铂,氢氧化钯沉淀用盐酸溶解后加氢氧化铵络合,再加盐酸酸化沉淀出二氯二铵络亚钯,再煅烧并用氢还原成金属钯。

29.3.5 铂、钯的置换

还原后的分金液,含有少量铂和钯。可用锌片置换分离出铂钯精矿,进一步提纯。置换温度为常温,置换时间需 8 h,至溶液清亮为止。

29.3.6 其他湿法工艺

本节前面所述均为我国现在的一些生产工艺,其共同的特点是阳极泥先脱杂质富集后

再提贵金属。与此技术路线相反,国内外也有些研究采用阳极泥首先进行氯化分金(通 Cl_2 或电氯化),银呈 AgCl 进入渣($\text{Ag}-\text{Pb}$ 渣),金、铂、钯和其他贱金属进入浸出液,然后从浸出液中逐步分离回收金及其他有价金属。

铜阳极泥氰化工艺在澳大利亚 Olympic Dam 用于生产。该厂铜阳极泥含 Cu 30%,在 80°C 下鼓空气硫酸浸出脱铜,并加 NaCl 沉银;炉渣水洗,加 NaOH 浆化中和,然后用 5% NaCN 液氰化。获得含 Au 1 g/L、 Ag 15 g/L、 Se 6 g/L 及 Cu 的氰化贵液。贵液用锌粉置换。置换后液加 FeSO_4 除氰后排入尾砂坝。所得金泥用传统的方法处理。

金、银的精炼与铸锭

金、银精炼的方法,通常有火法、化学法和电解法。金、银的火法精炼(通常指坩埚熔炼法),在古代曾被广泛采用,现代很少采用,被电解精炼法所取代。这是由于电解法分离提纯金、银,操作简便,原材料消耗少,生产效率高,产品纯度高而稳定,能节省大量劳动力,劳动强度小,并能分离回收其中的少量铂族金属等。随着科学技术的发展及金、银回收原料的多样性,化学精炼法和萃取精炼法也先后应用于生产。

对各种精炼工艺直接进行技术比较是困难的,因为工艺选择应考虑的因素很多,各种因素又因地、因时而异,应根据具体情况合理选择。

30.1 银的化学法精炼

银的化学精炼方法一般是将银用酸溶为可溶性的盐,如硝酸银,直接用还原剂从硝酸银溶液中还原沉淀为纯银;或者将硝酸银沉淀为氯化银,净化除去溶液中的其他杂质元素,用还原剂还原为纯银。用酸溶解银多用硝酸,也可以用王水溶解直接得到氯化银。得到的氯化银用热水洗涤,也可用氨水反复配合,以除去杂质元素。可采用的还原剂有活性金属、甲酸、亚硫酸钠、抗坏血酸、葡萄糖、水合肼等,目前多采用活性金属、蚁酸、水合肼等选择性较强、成本较低的还原剂。

30.1.1 银的化学法精炼原理

银易溶于硝酸生成硝酸银,而金及铂族金属(钯除外)不溶于硝酸,易溶于王水或($\text{HCl}-\text{Cl}_2$),这样既可用硝酸选择溶解银又可用王水溶解金及铂族金属,而银以氯化银形式留在不溶渣中,这是银与金及铂族金属分离的基础;向硝酸银溶液中加入食盐或盐酸溶液,银生成难溶于水的氯化银,而绝大部分贱金属氯化物易溶于水,这是银与绝大部分贱金属分离并使银富集的基础;氯化银在一定条件下易被某些还原剂或金属还原或置换为金属银,这是氯化银还原精炼技术的基础。

控制适当的条件可使氯化银沉淀完全。一般溶液中银离子质量浓度不要太高,最好 $30 \sim 50 \text{ g/L}$ 。因为银浓度过高,氯化银会包裹银离子,致使银沉淀不完全。另外,随着溶液中 Cl^- 浓度的增加,氯化银生成配阴离子 AgCl_2^- 而溶解,欲以氯化银形式从溶液中沉淀银,加食盐或盐酸的量也要适当,当水溶液中 $[\text{Cl}^-] = 2.37 \times 10^{-3} \text{ mol/L}$ 时,氯化银沉淀最完全。此时溶液中残留的银浓度达到最低值,在 25°C 时仅为 $8.13 \times 10^{-7} \text{ mol/L}$ 。

在氯化银沉淀过程中,可能与氯化银共沉淀的离子为 Pb^{2+} 、 Hg_2^{2+} 、 Cu^+ ,但是在氧化性气氛中 Hg_2^{2+} 、 Cu^+ 均被氧化为 Hg^{2+} 、 Cu^{2+} ,因此,实质上共沉淀的只有 PbCl_2 。随着温度的升

高, PbCl_2 的溶解度显著增大。因此可在常温下沉淀氯化银, 然后用热水反复洗涤除去共沉淀的 PbCl_2 。若银为少量, PbCl_2 量大, 可以用氨浸使氯化银生成银氨配离子, 然后用盐酸沉淀分离出氯化银。

氯化银的还原精炼方法可分为两类: 液相化学还原和高温熔炼法。前者如水合肼、甲酸、甲醛、葡萄糖、抗坏血酸、双氧水、硼氢化钠等还原方法及铁粉、锌粉、铝等金属置换法; 后者如碳酸钠、硼砂、炭、氢气高温还原等方法。

30.1.2 氨浸—水合肼还原

氯化银极易溶于氨水而生成银氨配合阳离子, 浸出氯化银沉淀物时, 用含氨 12.5% 左右工业氨水在室温下搅拌浸出 2 h, 浸出液固比视氯化银渣含银品位, 一般控制浸出液含 Ag 不大于 40 g/L, 银浸出率可达 99% 以上。因氨易挥发, 浸出需在密闭设备中进行。

氨浸液用水合肼 ($\text{N}_2\text{H}_4 \cdot \text{H}_2\text{O}$) 还原即可得到海绵银。水合肼是一种强还原剂, 其电位 $\varphi_{(\text{N}_2\text{H}_4 \cdot \text{H}_2\text{O})/\text{N}_2} = -1.16 \text{ V}$, 而 $\varphi_{[\text{Ag}(\text{NH}_3)_2]^+/\text{Ag}} = 0.377 \text{ V}$, 因此, 还原反应很容易进行。其反应为:

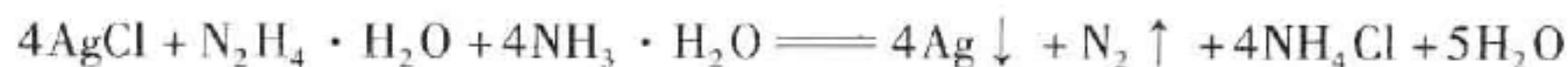


还原时将溶液加热至 50°C , 搅拌条件下缓缓加入水合肼, 还原 30 min, 水合肼用量为理论量的 2~3 倍, 还原率可达 99% 以上。

如果氯化银渣中含铜、镍、镉等金属杂质, 则氨浸时也会形成相应的氨配合物而进入溶液, 直接用水合肼还原时, 得不到较纯的银产品。此时可在氨浸液中加入适量盐酸, 使银沉淀为 AgCl 而与其他贱金属杂质分离, 得到的纯 AgCl 再经氨浸—水合肼还原, 就可得到 99.9% 以上的海绵银。

30.1.3 氨—水合肼还原

氨—水合肼还原法是将氨浸与水合肼还原两个过程同时进行, 简化了工艺过程。其综合反应可写为:



氨浸、水合肼还原与氨—水合肼还原两种方法效果相同, 而氨—水合肼还原法却降低氨耗 50%, 但只适用于纯氯化银的处理。

中国某冶炼厂采用氨—水合肼还原法处理含铜、镍、铅较高的硝酸银废电解液, 制取纯海绵银, 其工艺流程如图 30-1 所示。

将硝酸银废电解液加热至 50°C , 加入饱和 NaCl 水溶液, 得 AgCl 沉淀用热水洗至无色。再将水合肼、氨水、水按 1:3:8 的比例混匀, 加热至 $50 \sim 60^\circ\text{C}$, 在搅拌下缓缓加入调成浆状的 AgCl , 加料完毕, 待反应缓慢后再升温煮沸 30 min, 然后过滤、洗涤、烘干、铸锭。

该法处理硝酸银废电解液, 银直收率 97%, 总收率 99%, 产品海绵银品位大于 99.9%, 沉银母液与还原后液含 Ag 小于 0.001 g/L, 每千克银的水合肼耗量为 0.3~0.4 kg, 氨水耗量为 1.2~1.6 kg。

30.1.4 从硝酸银溶液中水合肼还原提纯银

水合肼可在室温下从 AgNO_3 溶液中还原沉淀出海绵银, 反应如下:

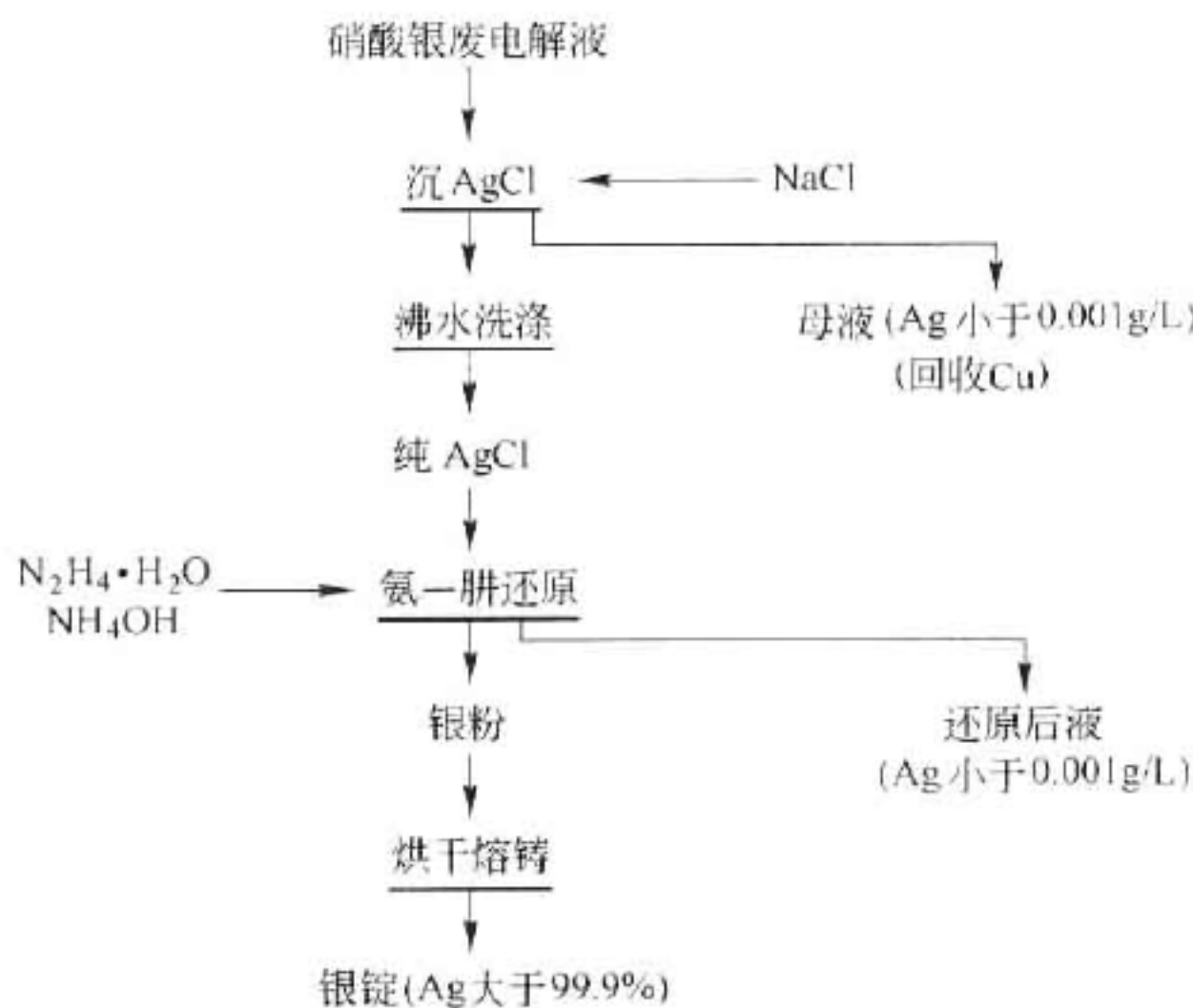
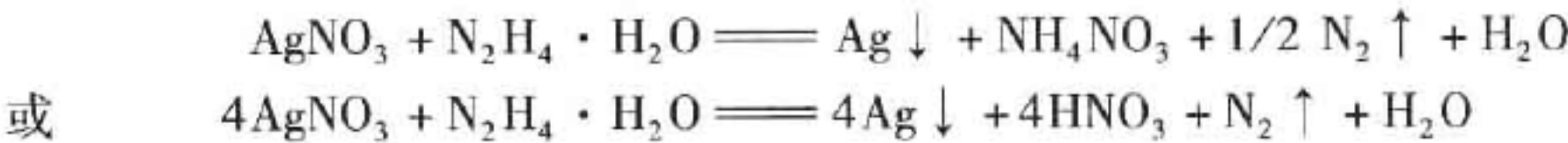
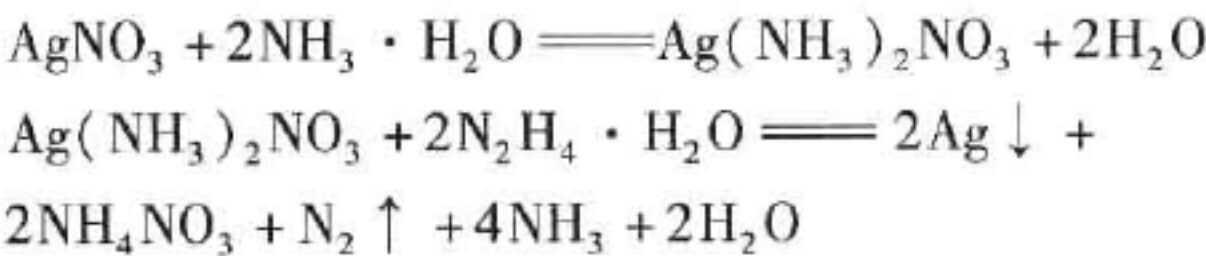


图 30-1 从硝酸银废电解液中精制银工艺流程



由于硝酸可耗掉大量水合肼,因此,向 AgNO₃ 溶液中加入适量氨水调 pH 值至 10 左右,再加入水合肼,可加速还原反应的进行,其反应为:



用 1:1 HNO₃ 溶液浸出含银废料,浸出率可达 98% ~ 99%。所得 AgNO₃ 浸出液用水合肼还原,过滤出的银粉经水洗、1:1HCl 煮洗,再经水洗、干燥、筛分即可得到上述规格的银粉,还原率可达 99%。该法可从银-钨、银-石墨、银-氧化镉、银-氧化铜等含银废料中制取银粉,其粒度小于 0.11 mm(160 目),纯度为 99.95%,可满足粉末冶金制造电触头的要求。

如果 AgNO₃ 浸出液中含有贱金属杂质,可加入适量盐酸沉出纯 AgCl 后,再进行氨-水合肼还原。同样得到上述规格的银粉。其工艺流程如图 30-2 所示。

水和肼还原后液中含有一定的氨与水合肼,可将其加热至沸,蒸出的氨气用水吸收,所得氨水可返回使用。蒸氨后液中加入适量的高锰酸钾将水合肼氧化后外排,不会污染环境。

据比较,用该法处理上述含银废料制取纯银粉,比湿法、火法加电解工艺更为经济合理。

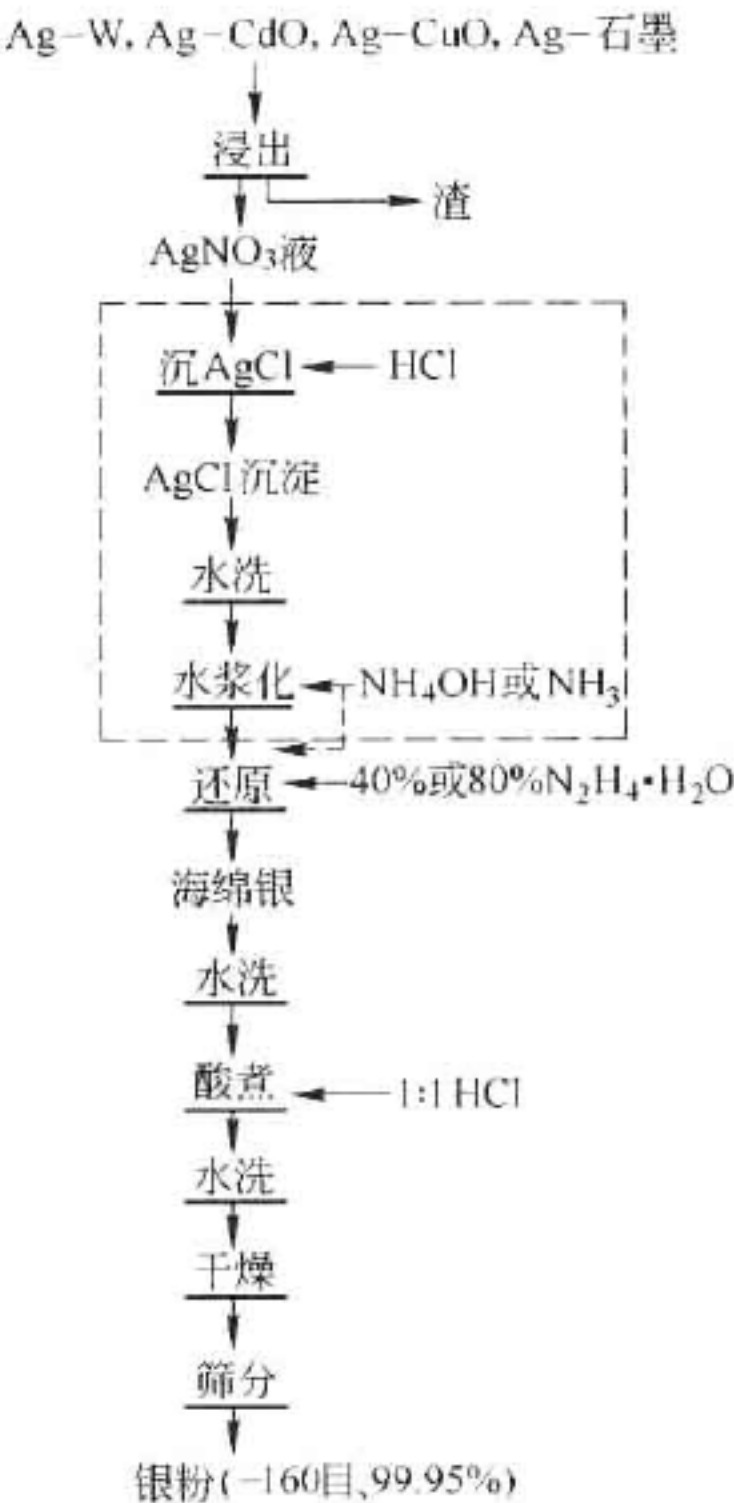


图 30-2 水合肼还原法从含银废料制取纯银粉工艺流程

30.2 金的化学法精炼

金的化学法精炼主要采用硫酸浸煮、硝酸分银、王水分金和氯化分金、草酸或亚硫酸钠还原等方法。

30.2.1 硫酸浸煮法

硫酸浸煮法是用浓硫酸在高温下进行长时间浸煮,使合金中的银及铜等贱金属形成硫酸盐而被除去,以达到提纯金的目的。用硫酸浸煮时,合金中金的含量不应大于33%,铅的含量应尽可能低(不大于0.25%),当铅高时应预先用火法除去铅,否则产出的金中含有大量铅等杂质,还需进一步处理。此法的浓硫酸消耗量,约为合金质量的3~5倍。

浸煮时,先将合金熔化并水淬成粒状或铸(或压碾)成薄片,置于铸铁锅中,分次加入浓硫酸,在160~180℃下搅拌浸出4~6h或更长时间。浸煮中,银及铜等杂质便转化成硫酸盐。浸煮完成后,冷却,倾入衬铅槽中,加热水2~3倍稀释后过滤,并用热水洗净除去银、铜等硫酸盐。再加入新的浓硫酸进行加温浸出,经反复浸出洗涤3~4次,最后产出的金粉经洗净烘干,金的品位可达95%以上,干燥加熔剂熔炼,产出的金纯度为99.6%~99.8%,产出的硫酸盐液和洗液,用铜置换银(如合金中有钯时,被溶解的钯也和银一道被还原)后,再用铁置换铜。余液经蒸发浓缩除去杂质后回收粗硫酸。

浓硫酸浸煮作业,由于剧烈反应会产出大量的含硫气体,劳动条件恶劣,应在通风罩下进行。

30.2.2 硝酸分银法

硝酸分银速度快,溶液含银饱和浓度高,一般在自热条件下进行(不需加热或在后期加热以加速溶解),故被广泛使用,通常采用1:1的稀硝酸溶解银。有时为降低成本,也可加入廉价的硫酸配成硫硝酸混酸来溶解银。但混酸可溶解部分金,进入溶液中的金需从置换银中回收。为了最大限度地除去银,硝酸分银前应预先将合金水淬成粒状或碾压成薄片状,并要求合金中含金量不大于33%,以加速银的溶解和提高金的成色。

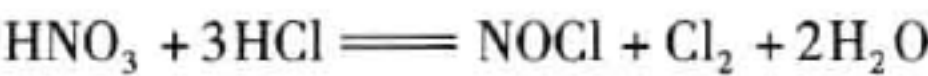
硝酸分银作业,可在带搅拌的不锈钢或耐酸搪瓷反应釜中进行。加入水淬合金后,先用少量水润湿,再分次加入硝酸,加入硝酸后,反应便很剧烈,放出大量棕色的二氧化氮气体,加入硝酸不宜过快,以免反应过于剧烈而冒槽。在一般情况下,当逐步加完硝酸,反应逐渐缓慢后,抽出硝酸银溶液,加入一份新硝酸溶解。经反复2~3次,残渣经洗涤烘干后,再加入硝石于坩埚中进行熔炼造渣,便可获得纯度99.5%以上的金锭。

硝酸银溶液可用食盐处理得到氯化银沉淀,再经还原后,加熔剂熔化即可得到纯度达99.8%左右的纯银锭。也可用铜置换回收银,如合金中含有铂、钯,在溶解过程中进入溶液,在用铜置换时,铂、钯与银一道被还原。硝酸分银作业产出大量的含氮氧化物气体,应进行洗涤吸收,以减少污染并回收利用。

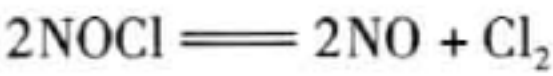
30.2.3 王水分金法

王水分金法适用于精炼含银低于8%的粗金,在此过程中,金进入溶液,而银则成为AgCl沉淀而被分离出去。随后分离和回收其中所含的铂族金属。对于含银多的合金,必须预先除银。

王水溶金(包括铂族金属)的作用,是由于硝酸将盐酸氧化生成氯和氯化亚硝酰:



氯化亚硝酰是反应的中间产物,它又分解为氯和一氧化氮:



氯与金、铂等作用,生成氯化物进入溶液。其总反应式为:



王水分金,是将不纯粗金水淬成粒状或碾压成薄片,置于耐烧玻璃或耐热瓷缸中进行,按每份金分次加 3~4 份王水,在自热或后期加热下进行溶解,金溶解进入溶液,银与氯作用生成氯化银沉淀。溶解完后进行静置、过滤,再浓缩赶硝,然后用硫酸亚铁、亚硫酸钠、或草酸进行还原,得到海绵金,海绵金经洗涤、烘干、铸锭,可产出 99.9% 或更高品位的纯金。

为最大限度地溶解合金中的金,王水分金操作可反复进行 2~3 次。产出的 AgCl 可用铁屑或锌粉置换回收银,还原金后液仍残留少量金,可加入过量的亚铁,经充分搅拌后静置 12 h 以上经过滤回收。余液尚含有残余金和铂族金属,用锌粉置换产出铂、钯精矿,集中进行铂族金属的分离提取。

王水分金法适合中小规模(每批一般可达到 3~4 kg)的精炼厂,因为这是一种比较简单的技术,能产出纯度高于 99.9% 的金。但由于在王水溶解时,银形成 AgCl 沉淀将可能掩蔽金而阻碍其完全溶解,故原料含银量受到限制。

30.2.4 草酸还原法

草酸还原精炼的原料一般为粗金或富集阶段得到的粗金粉,含金品位 80% 左右即可。

先将粗金粉溶解使金转入溶液,调整酸度后以草酸作还原剂还原得纯海绵金,经酸洗处理后即可铸成金锭,品位可达 99.9% 以上。其工艺流程如图 30-3 所示。

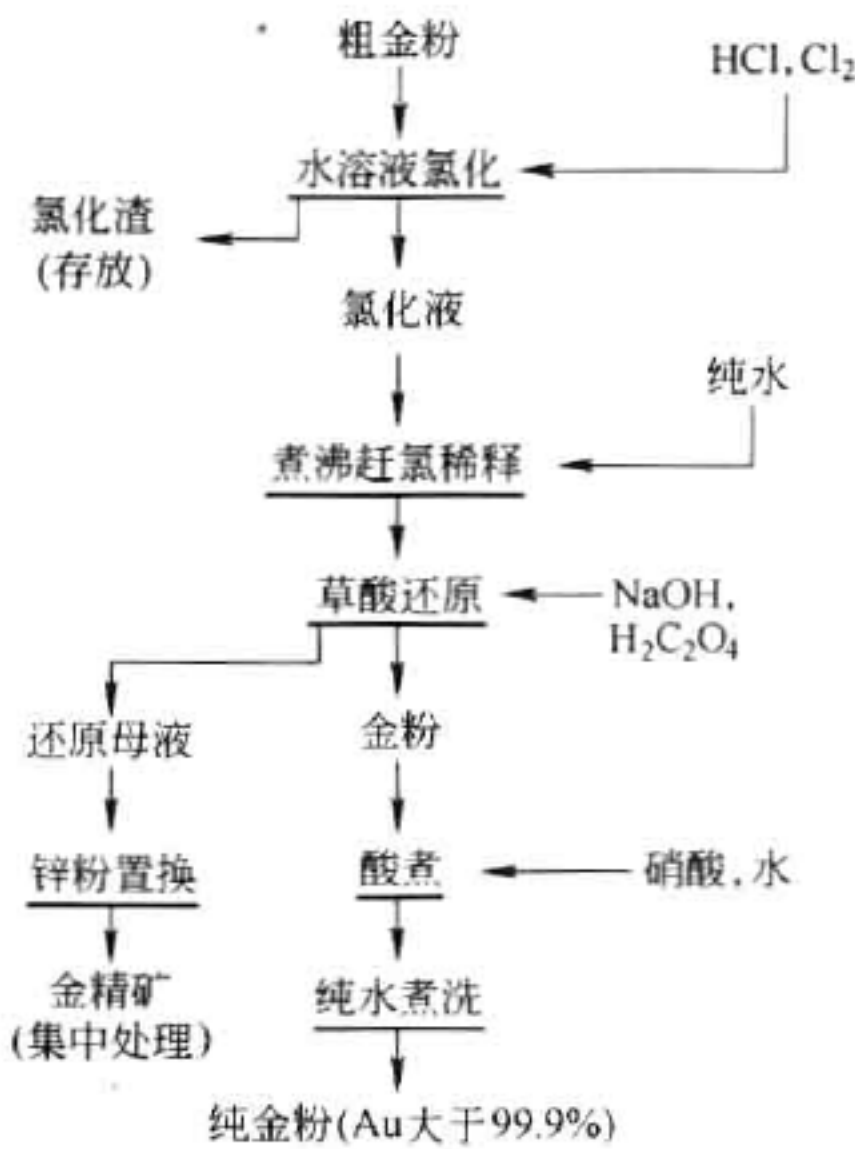
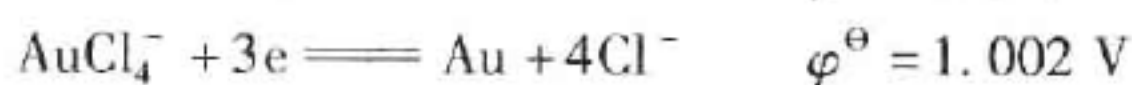


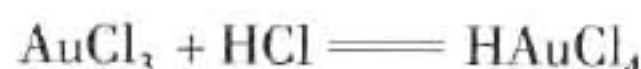
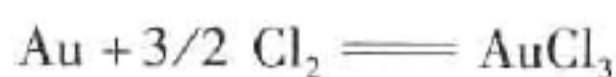
图 30-3 金草酸还原精炼法原则工艺流程

30.2.4.1 粗金溶解

粗金溶解有王水溶解法和水溶液氯化法。水溶液氯化法相对比较简单、经济、适应性强、设备易解决、劳动条件较好,工业上多采用。在常压下,在盐酸水溶液中通入氯气进行氯化反应。氯气为强氧化剂,其电势为 1.35 V ($\text{Cl}_2 + 2\text{e} \rightleftharpoons 2\text{Cl}^-$),由于氯气在水中的反应 ($\text{HClO} + \text{H}^+ + 2\text{e} \rightleftharpoons 1/2\text{Cl}_2 + \text{H}_2\text{O}$),使其电势提高到 1.59 V ,而金的标准电极电位是:



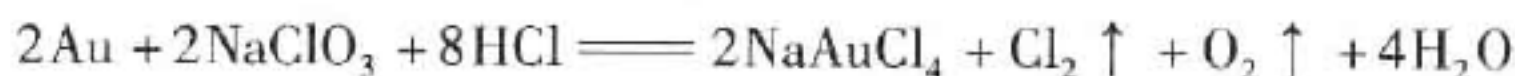
低于 1.59 V ,所以金可以被氯气氧化而溶解,其反应式为:



银的标准电极电势是: $\text{Ag}^+ + \text{e} = \text{Ag}$, $\varphi = 0.799\text{ V}$,被氯气氧化生成 AgCl 沉淀,所以水溶液溶解金的过程也是金银分离的过程。

水溶液氯化操作视处理量的大小,可在搪瓷釜内进行,也可在三口烧瓶中进行。除设备密闭外,反应尾气需以 $10\% \sim 20\%$ NaOH 溶液吸收处理,以免有害气体溢出,污染环境。

水溶液氯化也可用氯酸钠代替氯气,其反应是:



该方法已用于国内铜阳极泥及氰化金泥的湿法处理。

30.2.4.2 草酸还原

用于氯金酸溶液还原的还原剂有草酸、抗坏血酸、甲醛、氢醌、二氧化硫、亚硫酸钠、硫酸亚铁、氯化亚铁等。其中草酸选择性好、速度快,实际应用较多,其反应式为:



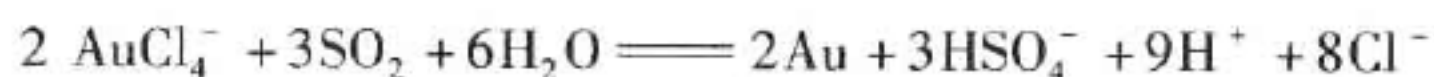
草酸还原操作是将王水溶解液或水溶氯化液加热至 70°C 左右,用 20% NaOH 溶液调 pH 值为 $1 \sim 1.5$,在搅拌下,一次加入理论量 1.5 倍的固体草酸,反应开始激烈进行。当反应平稳时,再加入适量 NaOH 溶液,反应又加快,直至加入 NaOH 溶液无明显反应时,再补加适量草酸,使金反应完全。过程中始终控制溶液 pH 值为 $1 \sim 1.5$,反应结束后静置一定时间。经过滤得到的海绵金以 $1:1$ 硝酸及去离子水煮洗,以除去金粉表面的草酸及贱金属杂质,烘干后即可铸锭,品位大于 99.9% 。

分金液中的杂质含量低,草酸还原可得到品位高的金粉 ($w(\text{Au}) > 99.99\%$)。但通常分金液中存在一定量的铜,在草酸还原金的条件下 Cu^{2+} 可与 $\text{C}_2\text{O}_4^{2-}$ 生成 $\text{Cu C}_2\text{O}_4$ 沉淀,这种沉淀夹杂在金粉中,难以用常规的方法彻底洗去。

还原母液用锌粉置换,回收残存的金。置换渣以盐酸水溶液浸煮,除去过量锌粉,浸渣返回水溶液氯化。

30.2.5 SO_2 还原法

用 SO_2 还原 AuCl_4^- 的反应为:



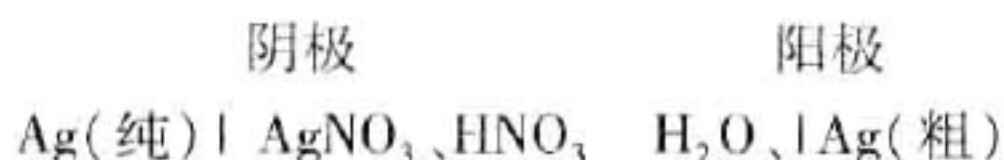
从反应式可见,还原过程产生酸,pH 值升高有利于还原,但 pH 值升高, SO_4^{2-} 易与重金属离子反应生成硫酸盐,如硫酸铅,对金粉的纯度不利。因此, SO_2 还原往往是在较高的酸度下进行,通常进行两段还原,如先在 1 mol/L 的酸度下通 SO_2 还原,可以得到 99.99% 的金粉;然后将 pH 值调高,继续用 SO_2 还原,但此时得到的金粉质量较差,这种质量较差的金粉再返回氯化。

30.3 银电解精炼

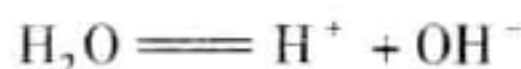
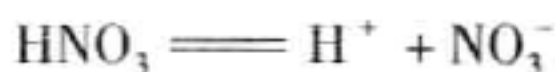
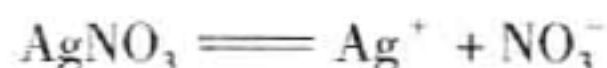
30.3.1 银电解精炼的基本原理

电解精炼银是为了制取纯度较高的电解银。通过电解,可使粗银阳极板中的贱金属、金及铂族金属与银分离。

电解时,用金银合金或银合金做阳极,以银片、不锈钢片或钛片做阴极,以硝酸、硝酸银的水溶液作电解液,在电解槽中通以直流电,进行电解。银电解精炼的电解过程,可视为在下列电化学系统中进行的过程:



电解液中各组分,部分或全部电离:

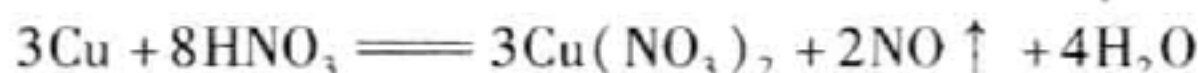
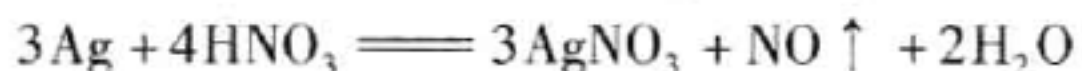
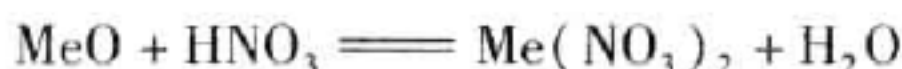
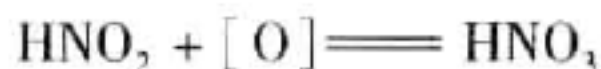
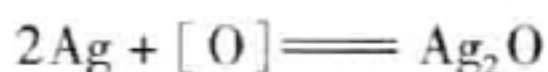


在直流电的作用下,阳极发生电化学溶解。

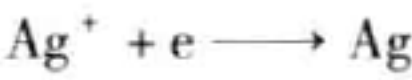
阳极板中的银氧化成为一价银离子。但是,当电流密度小时还可能氧化成半价银离子,半价银离子可自行分解生成一价银离子,并分解出一个金属银原子进入阳极泥中:



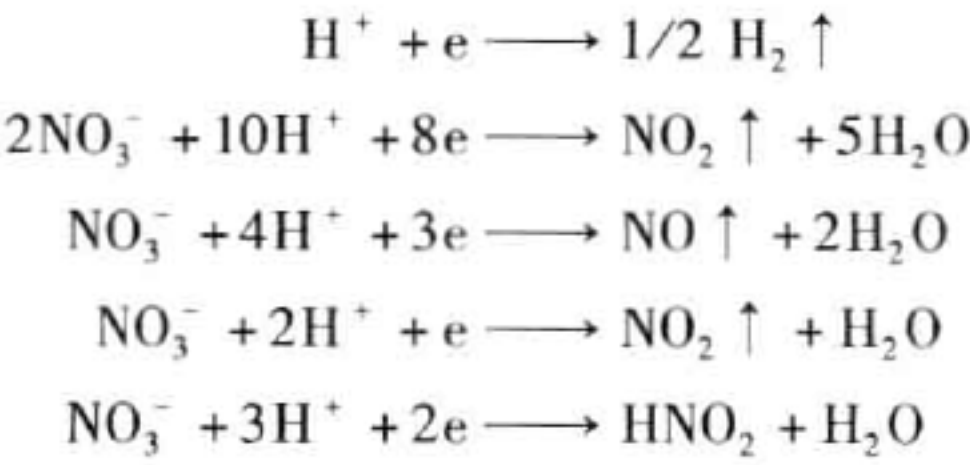
银阳极板含有其他金属杂质,如铜等贱金属,同时也被氧化而进入溶液。银、铜金属在阳极上除了电化学溶解以外,还有一系列的化学溶解:



在阴极上,主要是银离子放电析出金属银:



应当指出,阴极上除发生析出银的反应外,也可能发生消耗电能和硝酸的下列有害反应,如:



由于发生这些反应,所以常需往溶液中补加硝酸。
银电解过程中,阳极上各元素的行为,与它们的电位和在电解质中的浓度以及是否会水解有关。有关金属的标准电位见表 30-1。

表 30-1 298K 时金属的标准电位

元 素	阳离子	电位/V	元 素	阳离子	电位/V	元 素	阳离子	电位/V
锌	Zn ²⁺	-0.76	氢	H ⁺	0	铜	Cu ⁺	+0.52
铁	Fe ²⁺	-0.44	锑	Sb ³⁺	+0.10	银	Ag ⁺	+0.80
镍	Ni ²⁺	-0.25	铋	Bi ³⁺	+0.20	钯	Pd ²⁺	+0.82
锡	Sn ²⁺	-0.14	砷	As ³⁺	+0.30	铂	Pt ²⁺	+1.2
铅	Pb ²⁺	-0.126	铜	Cu ²⁺	+0.34	金	Au ³⁺	+1.50

银电解过程中,按照各元素的性质和行为的不同,可将它们分为:

(1) 电性比银负的锌、铁、镍、锡、铅、砷。其中,锌、铁、镍、砷含量极微,对电解过程影响不大。在电解过程中,它们全部以硝酸盐的形态进入电解液中,并逐渐积累使电解液遭受污染,且消耗硝酸。但是在一般情况下,它们不会影响电解银的质量。锡则呈锡酸进入阳极泥中。铅一部分进入溶液,另一部分被氧化生成 PbO₂ 进入阳极泥中,少数 PbO₂ 则黏附于阳极板表面,较难脱落,因而当 PbO₂ 较多时,会影响阳极的溶解。

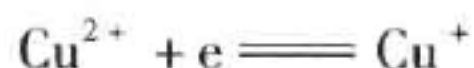
(2) 电性比银正的金和铂族金属。这些金属一般都不溶解而进入阳极泥中。当其含量很高时,会滞留于阳极表面,而阻碍阳极银的溶解,甚至引起阳极的钝化,使银的电极电位升高,影响电解的正常进行。实际上,也有一部分铂、钯进入电解液中。部分钯进入电解液,是由于钯在阳极被氧化为 PdO₂ · nH₂O,新生成的这种氧化物易溶于 HNO₃,铂也有相似行为,特别是当采用较高的硝酸浓度、过高的电解液温度和大的电流密度时,钯和铂进入溶液的量便会增多。由于钯电位(0.82 V)与银(0.8 V)相近,当钯在溶液中的浓度增大(有人认为: 15 ~ 50 g/L)时会与银一起于阴极析出。

(3) 阳极中有些化合物不发生电化学反应。这类化合物通常有 Ag₂Se、Ag₂Te、Cu₂Se、Cu₂Te 等。由于它们的电化学活性很小,电解时不发生变化,随着阳极的溶解而脱落进入阳极泥中。但当阳极中存有金属硒时,在弱酸性电解质中,可与银一道溶解并于阴极析出。但在高酸度(保持在 1.5% 左右)溶液中,阳极中的硒不进入溶液。

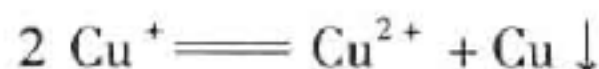
(4) 铜、铋、锑几种金属电位与银接近、但比银的电位低,在电解时会发生电化学溶解,对电解的危害最大。

铋在电解过程中,一部分生成碱式盐 $[\text{Bi}(\text{OH})_2\text{NO}_3]$ 进入阳极泥中,另一部分呈硝酸铋进入溶液。在溶液中积累到一定量后,便在阴极上析出,使电解银质量变坏。当在低酸条件下电解时,溶液中的硝酸铋会水解生成碱式盐沉淀,而影响电解银粉的质量。

铜在阳极中的含量通常是最多的,常达2%或更多。电解过程中,铜呈硝酸铜进入溶液,使电解液颜色变蓝。由于铜的电位比银低一半以上,当硝酸溶液中铜浓度高时会在阴极上析出,影响银的质量。但在正常电解的情况下,铜于阴极析出的可能性不大。只有出现浓差极化,或因电解液搅拌循环不好,银离子剧烈下沉,造成电解液中银、铜含量之比为2:1时,铜会在阴极上部析出,造成电银的质量下降。当阳极板中铜含量高时,铜还会破坏银从阳极上的溶解、在阴极上的析出和在电解液中的平衡。这种关系可以用图30-4说明。当阳极含铜5%时,阴极析出的银有84%是来自阳极溶解的,其余来自电解液中的银离子,从而引起电解液中银离子浓度的降低。铜在阳极上电化学溶解,以 Cu^{2+} 形态进入电解液中,并可能有如下反应发生:



一价铜离子的出现,不仅消耗电能,还可能产生铜粉:



铜粉既可污染阳极泥,又降低电银质量。特别是当电解含铜高的阳极时,由于阴极只析出银,而阳极每溶解1g铜,阴极便相应析出3.4g的银,这就很容易造成电解液中银离子浓度的急剧下降,这时阴极就有析出铜的危险。故电解含铜高的阳极时,应经常抽出部分含铜多的电解液,而补入部分浓度高的硝酸银液。但应指出,在银电解过程中,电解液中保持一定浓度的铜也是有利的,因为铜能增大电解液的密度,降低银离子的沉降速度。

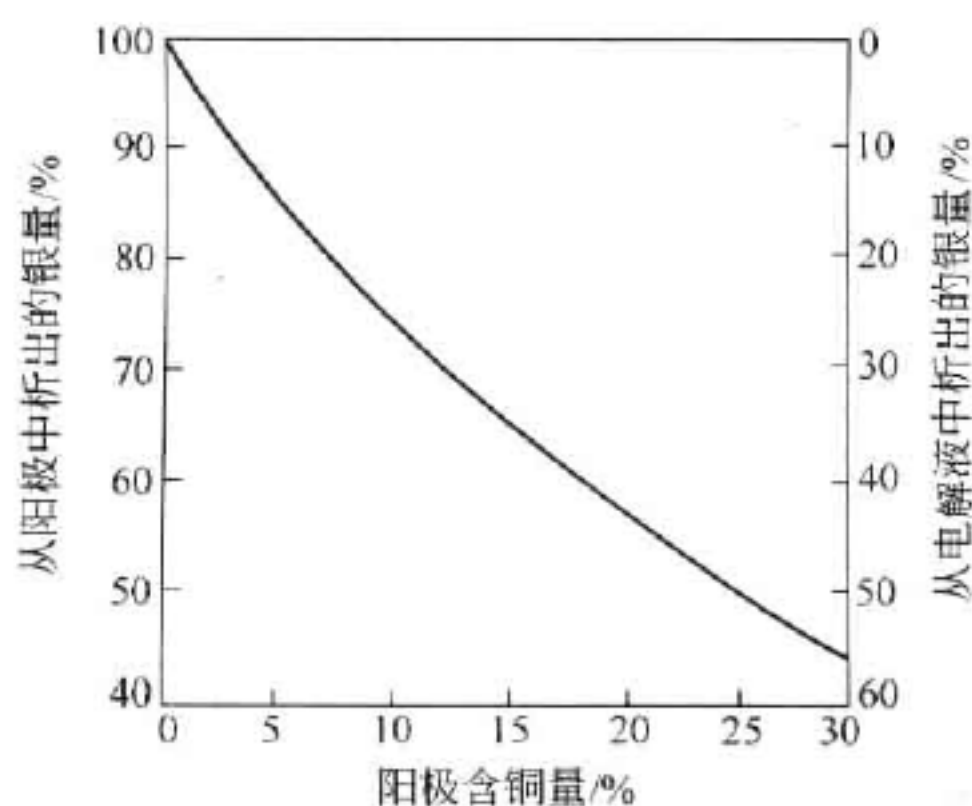


图 30-4 阴极含铜量对电解液含银的影响

30.3.2 硝酸银电解液的组成及制备

银电解精炼的电解液,由 AgNO_3 、 HNO_3 的水溶液组成。电解液含 Ag 30 ~ 150 g/L,含 HNO_3 2 ~ 15 g/L,含 Cu 40 g/L。

游离硝酸的作用,在于改善电解液的导电性,但含量不能过高,因过高会促使阴极析出银的化学溶解,会放出 NO_2 ,并使 H^+ 增高而放电。为了防止上述现象发生,又使电解液导电性良好,因而需往电解液中加入适量的 KNO_3 、 NaNO_3 。

电解液中银离子浓度的高低,视电流密度及阳极品位而定。电流密度大,银离子浓度宜高,以保证阴极区有足够的银离子浓度;阳极品位低,即杂质多,银离子浓度宜高些,以抑制杂质离子在阴极析出。

配制硝酸银电解液,一般使用含银 99.86% ~ 99.88% 的电解银粉。将银粉置于耐酸瓷缸(或搪瓷釜)中,先加适量水湿润后,再分次加入硝酸和水,在自热条件下使其溶解而制得。某冶炼厂生产中,每批造液使用银粉 40 kg,配入工业纯硝酸 40 ~ 45 kg,水 25 ~ 30 kg。由于硝酸的强烈氧化作用,溶解过程会放出大量的氧化氮和热,为避免氧化过分强烈而造成溶液的外溢,硝酸采用小流量连续加入或间断小批量加入的办法。当可能出现外溢时,便加入适量自来水冷却之。待加完硝酸和水,反应逐渐缓慢后,用不锈钢管插入缸内,直接通蒸汽加热并搅拌以加速溶解。银粉完全溶解后,继续通入蒸汽以赶除过量的硝酸。一次造液过程约需 4 ~ 4.5 h。最后加水补充至 60 L,溶液含银约 600 ~ 700 g/L,硝酸少于 50 g/L。再加水稀释至所需浓度供作电解液用,或直接将浓液按计算量补充到电解过程中。造液作业通常在硬塑料的通风柜中进行,产出的大量氧化氮气体,经洗涤吸收后通过塑料烟囱排出。中国某冶炼厂应用 8013 催化剂以 $\text{NH}_3 \cdot \text{H}_2\text{O}$ 处理氧化氮尾气,效果较好,吸收效率可达 99% 以上。

国内外有些冶炼厂,也有用含银较低的银粉或者粗银合金板及各种不纯原料造液的。日本采用的电解液含银较低,为 40 ~ 50 g/L。中国采用的电解液含银较高,为 50 ~ 100 g/L。

30.3.3 银电解的技术条件、电解槽及操作

银的电解广泛使用直立式电解槽。国外有一些工厂为避免处理直立式电解的残极,而用卧式电解槽。卧式电解是间断操作的最简单的槽子。其主要特点是无运动部分,电极是平放的、采用石墨阴极。但由于存在多种缺点,现多已不采用。卧式银电解槽如图 30-5 所示。直立式银电解槽如图 30-6 所示。

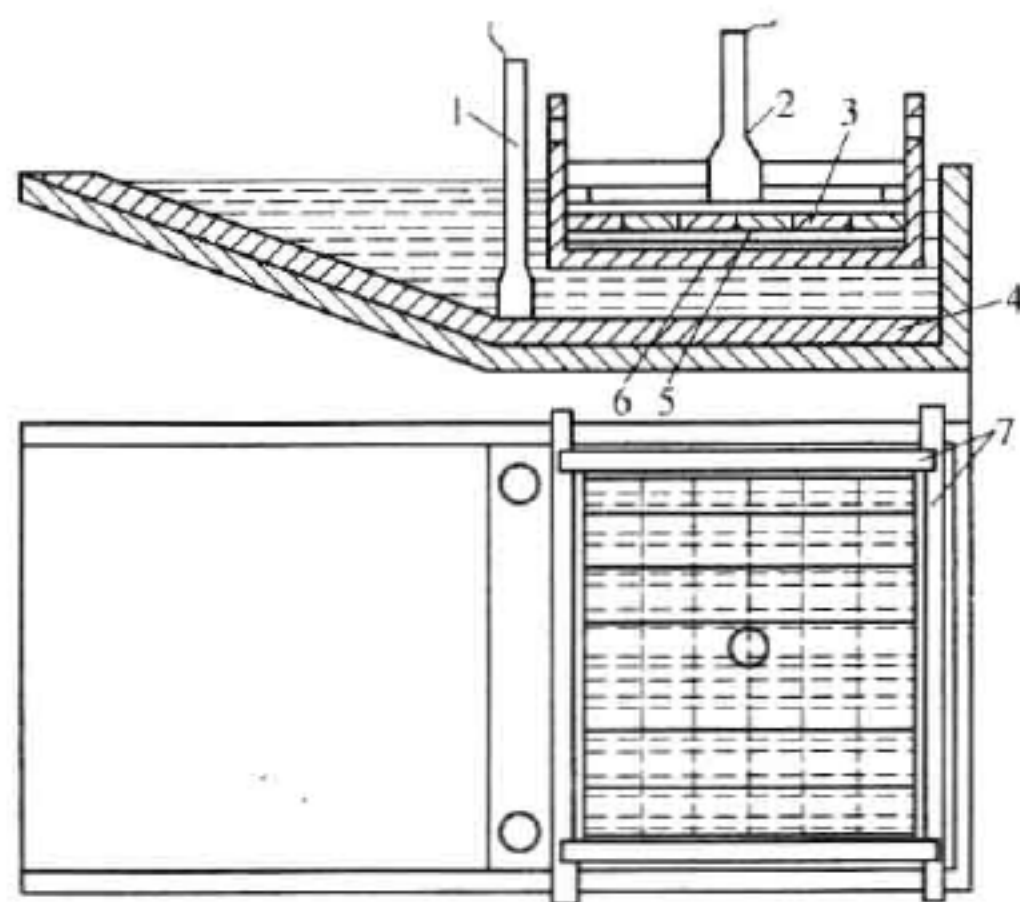


图 30-5 卧式银电解槽

1—阴极导电棒(石墨);2—阳极导电棒;3—阳极;
4—阴极;5—过滤布;6—栅格假底;7—阳极框

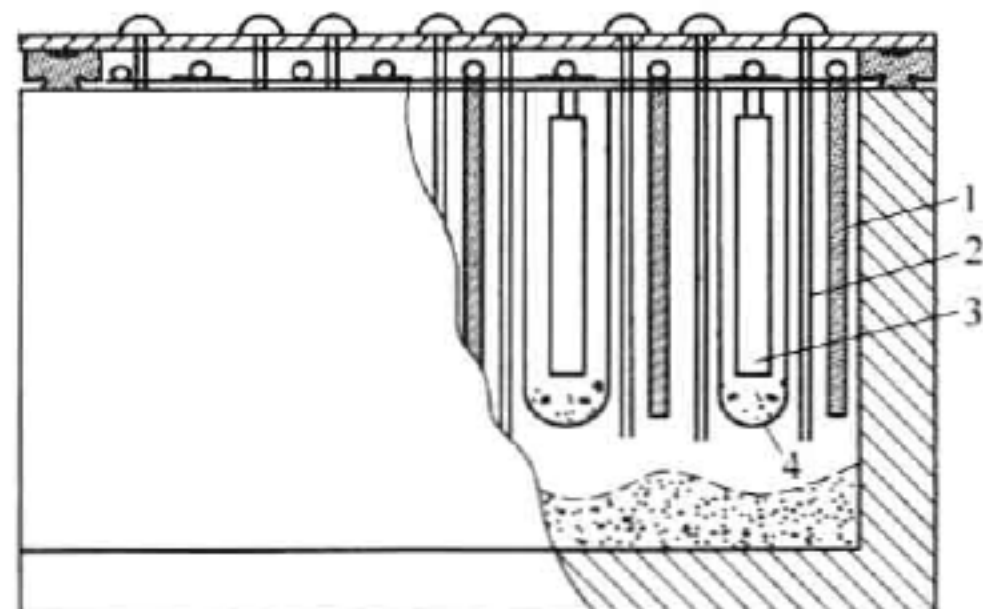


图 30-6 直立式银电解槽

1—阴极;2—搅拌棒;3—阳极;4—隔膜袋

银的电解条件、设备及操作,各冶炼厂虽大同小异,但也有的差别较大。某厂采用如下的电解工艺:电流密度 $250 \sim 300 \text{ A/m}^2$,槽电压 $1.5 \sim 3.5 \text{ V}$,液温自热($35 \sim 50^\circ\text{C}$)。电解液含 $\text{Ag} 80 \sim 100 \text{ g/L}$ 、 $\text{HNO}_3 2 \sim 5 \text{ g/L}$ 、 Cu 少于 50 g/L 。电解液循环速度 $0.8 \sim 1 \text{ L/min}$,玻璃棒搅拌速度往复 $20 \sim 22 \text{ 次/min}$ 。阴极为 $0.7 \text{ m} \times 0.35 \text{ m}$ 、厚 3 mm 的纯银板。阳极含金银和量在 97% 以上,其中金不多于 33% 。阳极使用周期 $34 \sim 38 \text{ h}$ 。同极距 $135 \sim 140 \text{ mm}$ 。电解银粉含银 $99.86\% \sim 99.88\%$ 。

电解槽的结构一般为钢筋混凝土或木槽,内衬软塑料,也有的用硬塑料槽。槽的规格为 $770 \text{ mm} \times 960 \text{ mm} \times 750 \text{ mm}$ 。每槽有阴极 6 片 ($370 \text{ mm} \times 700 \text{ mm}$)。集液槽和高位槽为钢板槽,内衬软塑料。电解液循环形式为下进上出,使用小型立式不锈钢泵抽送液体。

· 电解槽串联组合。阳极板钻孔用银钩悬挂装于两层布袋中。阴极板用吊耳挂于紫铜棒上。电解时,阴极电银生长迅速,除被玻璃棒搅拌碰断外, 8 h 内还需用塑料刮刀把阴极上的电银结晶刮落 $2 \sim 3 \text{ 次}$,以防短路。当电解周期到 20 h 以后,由于阳极不断溶解而缩小,且两极间距逐渐增大,电流密度也逐渐增高,引起槽电压脉动上升。当槽电压逐渐升高至 3.5 V 时,说明阳极基本溶解完毕,此时应予以出槽。取出的电解银置于滤缸中用热水洗至溶液无绿色或微绿色后烘干送铸锭。隔膜袋内的残极(残极率为 $4\% \sim 6\%$)和一次黑金粉洗净烘干后熔铸二次合金板。二次黑金粉洗净烘干熔铸粗金阳极板送电解提纯金。该冶炼厂银电解的工艺流程如图 30-7 所示。

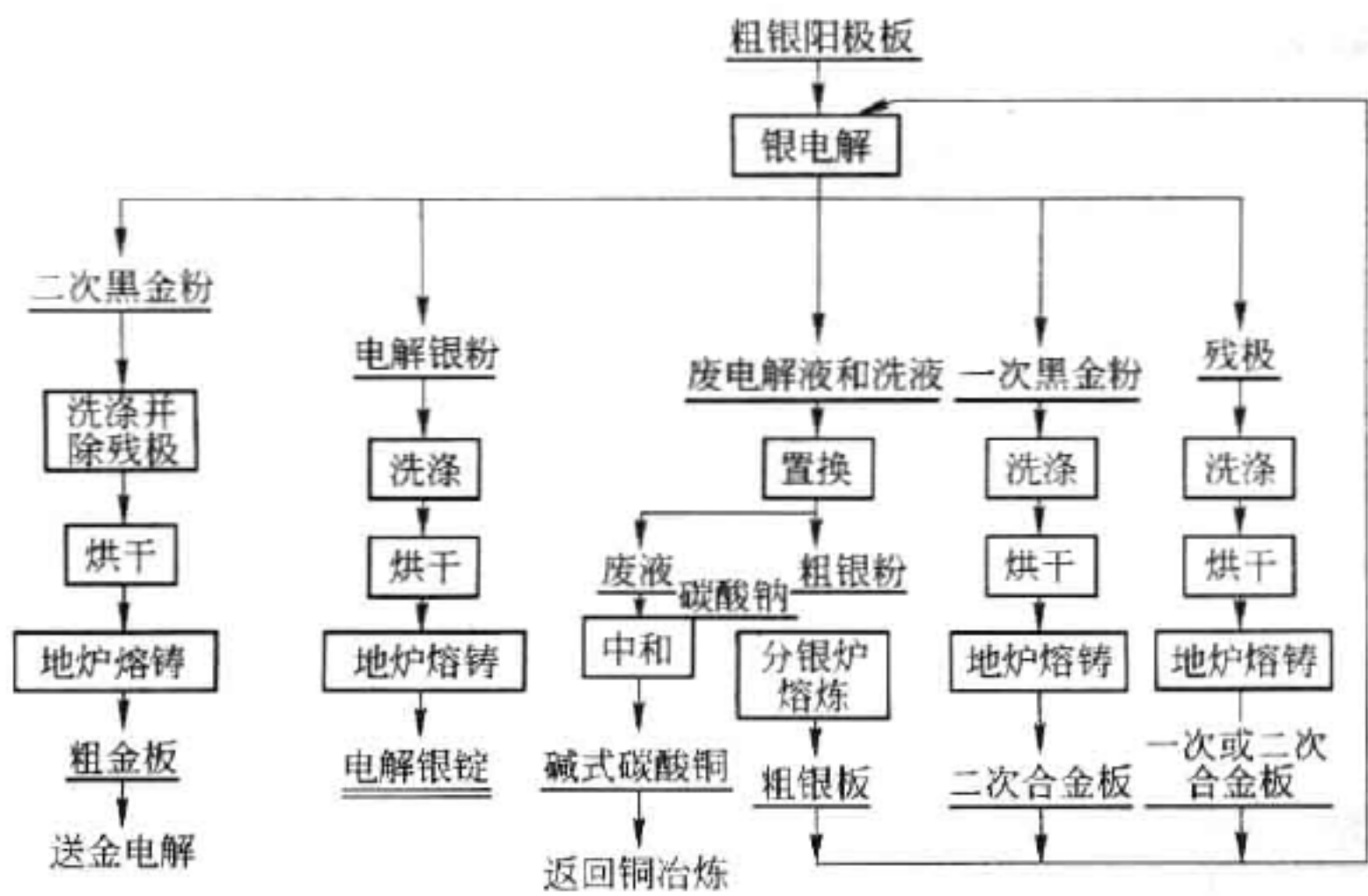


图 30-7 某冶炼厂银电解的工艺流程

某冶炼厂为了克服手工出电解银粉的困难,将串联的一系列电解槽下部连通,于槽底安装涤纶布无极输送带,随着输送带的转动,不断地将落入带上的电解银粉运送到槽外的不锈钢漏斗中。

目前,国内多用硬聚氯乙烯焊成的立式电极电解槽。槽内用未接槽底的隔板横向隔成若干小槽,小槽底部连通,电解液可循环流动。槽底连通处设有涤纶布制成的带式运输机,专供运出槽内银粉。槽面设有带玻璃棒(或硬聚氯乙烯)的机械搅动装置,可定期开动,既防止阴极、阳极短路,又可搅动电解液。其结构如图 30-8 所示。中国工业用银电解槽技术性能见表 30-2。

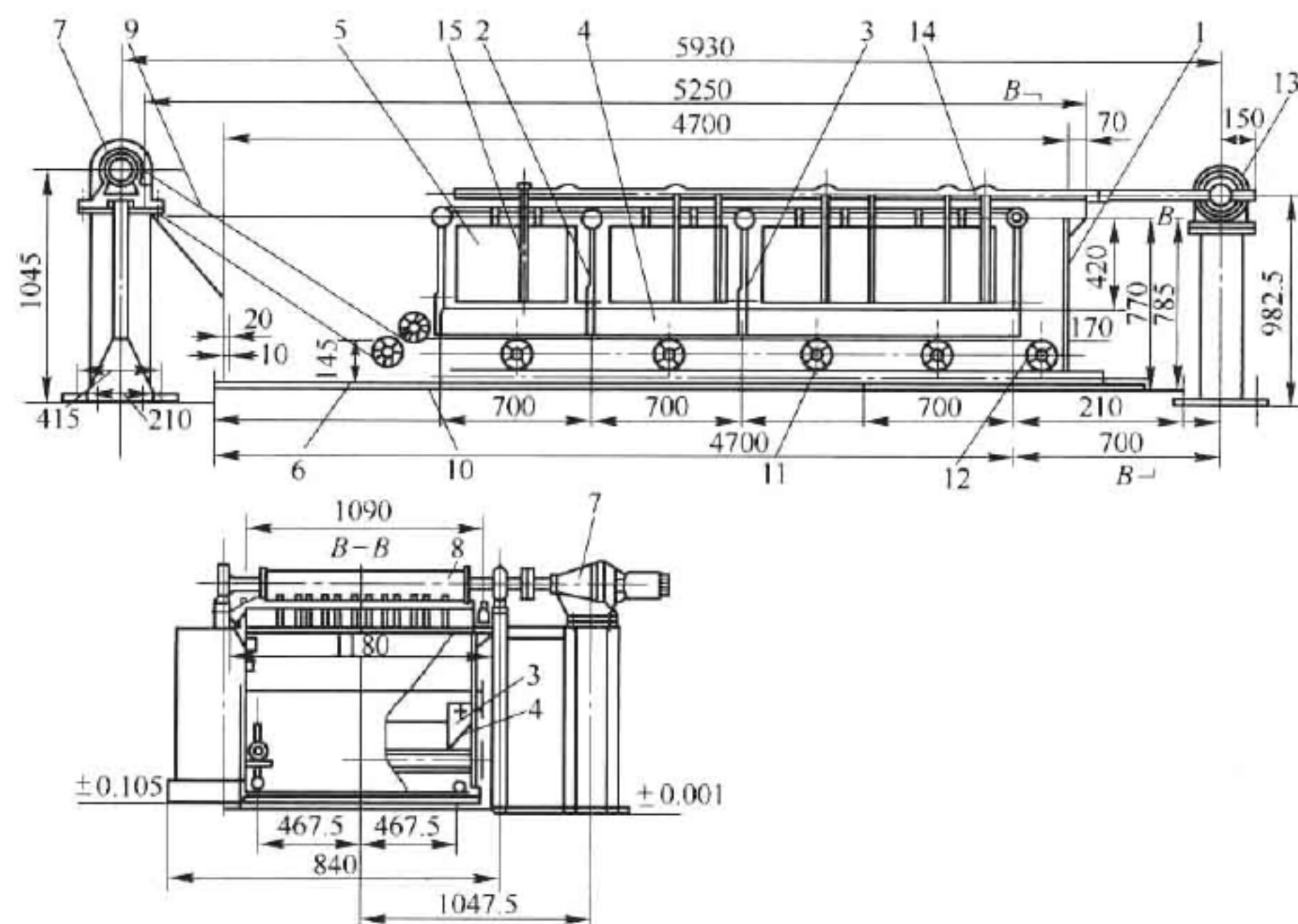


图 30-8 立式电极电解槽结构

1—槽体;2—隔板;3—连接板;4—斜挡板;5—阴极板;6—保护槽;7—输送带传动装置;8—传动滚筒;
9—输送带;10—导向辊;11—托辊;12—换向辊;13—搅拌传动装置;14—滚轮;15—搅拌棒

表 30-2 银电解槽技术性能

项 目	厂 别				
	1	2	3	4	5
电流强度/A	700	450 ~ 750	60 ~ 70	60 ~ 80	240 ~ 260
阴极电流密度/A · m ⁻²	250 ~ 300	270 ~ 450	200 ~ 290	280 ~ 300	300 ~ 320
阳极尺寸/mm × mm × mm	190 × 250 × 15	300 × 250 × 20	160 × 155 × 15	150 × 160 × 15	445 × 280 × 15
阴极尺寸/mm × mm × mm	370 × 700 × 3	340 × 550 × 2	160 × 160 180 × 180	160 × 180 × 3	470 × 300 × 3
每槽阳极数/片	5 排, 每排 3 块	5 排, 每排 2 块	7	7	6
每槽阴极数/片	6	6	6	6	5
同极中心距/mm	160 ~ 180	150	100 ~ 125	100 ~ 110	100 ~ 120
电解槽尺寸/mm × mm × mm	760 × 780 × 740	700 × 840 × 730 700 × 1000 × 750		760 × 280 × 510	950 × 750 × 870
电解槽数/个	10	14		6	14
电解周期/h	36	48	72	72	48
电解槽材质	混凝土内衬 6 mm 硬聚氯乙烯	混凝土内衬玻璃钢		10 mm 硬聚氯 乙烯板焊制	15 mm 硬聚氯乙 烯板焊制

30.3.4 电解废液和洗液的处理

处理电解废液和洗液的方法很多,现选主要几种方法介绍如下:

(1) 硫酸净化法。过去曾采用硫酸净化法处理被铅、铋、锑污染的电解液。往银电解液中加入按含铅量计算所需的硫酸(不要有过剩),经搅拌后静置,铅便呈硫酸铅沉淀,铋水解生成碱式盐沉淀,锑水解生成氢氧化物浮于液面。将其过滤,溶液便可返回电解。

(2) 铜置换法。将电解废液和车间的各种洗液置于槽中,挂入铜残极,用蒸汽直接加热至 80°C 左右进行置换,银即被还原成粒状沉淀。置换作业一直进行到用氯离子检验不生成 AgCl 为止。产出含银在 80% 以上的粗银粉,再熔炼阳极板。置换后的废液放入中和槽,在热态下加入 Na_2CO_3 ,搅拌中和至 pH 值为 7~8。产出碱式碳酸铜送铜冶炼,残液弃出。

(3) 加热分解法。该法是依据铜、银的硝酸盐分解温度的差异很大而制定的。如硝酸铜在 170°C 时开始分解, 200°C 时剧烈分解, 250°C 时分解完全。而硝酸银在 440°C 时才开始分解。利用这两种盐的热分解温度的差异,将废电解液和洗液置于不锈钢罐中,加热浓缩结晶至糊状并冒气泡后,在 $220\sim 250^{\circ}\text{C}$ 恒温,使硝酸铜分解成氧化铜(电解液含有钯时,它也随之分解)。当渣完全变黑和不再放出 NO_2 的黄烟时,分解过程即结束。产出的渣,加适量水于 100°C 浸出,使 AgNO_3 结晶溶解。浸出进行两次,第一次得到含银 $300\sim 400\text{ g/L}$ 的浸出液,第二次得到含银 150 g/L 左右的浸出液,均返回银电解。浸出渣约含 60% 铜、1%~10% 银、0.2% 钯,进一步处理分离钯和银。

(4) 结晶净化法。根据硝酸盐在水中溶解度的不同可以对其进行浓缩结晶,浓缩后的电解液冷却可结晶出硝酸银,而绝大部分杂质则留在未结晶的液体中形成含杂质量高的母液,结晶用水溶解后可返回电解。母液可返回再结晶,至母液中杂质含量过高不能再结晶时用食盐水生成氯化银沉淀。此法适用于含杂质较少的电解废液。其成本低,净化效果明显。

(5) 水解除铋法。当电解液中的铋含量增高时,可向电解液中加入水、5% 的氢氧化钠溶液或者 1:1 的氨水调节溶液的 pH 值为 3~4,此时铋大量水解为淡黄色沉淀物,过滤后浓缩滤液,就可返回电解适用。沉淀物用酸溶解加入食盐水生成氯化银分离后再处理。

(6) 氯化银回收—铁置换法。银电解废液回收为氯化银的过程可使绝大部分杂质留于溶液中,氯化银经洗涤后,在有少量盐酸存在的条件下用铁粉还原,得到黑色的银粉。用磁铁除铁后再用盐酸浸泡,洗涤烘干,可得到 99.6% 以上的银粉。

(7) 活性炭从电解液中吸附铂、钯。根据生产实践,电解银时阳极板中的铂、钯约有 40%~50% 进入电解液,并不断积累。为提高铂、钯回收率,在回收银之前,用硝酸处理过的活性炭选择性吸附银电解液的铂、钯,使之与银分离。然后用 1:1 HNO_3 溶液解吸,经分离提纯铂、钯直收率分别为 92% 和 97%。该工艺流程如图 30-9 所示。

吸附使用的活性炭经筛分,取 $0.350\sim 0.246\text{ mm}$ (40~60 目) 的备用。活性炭及炭柱的准备,是将 1:1 的工业稀硝酸加热至 $90\sim 100^{\circ}\text{C}$,按固液比 1:10,向热稀硝酸中缓慢加入活性炭氧化至不再放出棕色气体为止(一般需 6~12 h),经倾析弃去硝酸,用等量蒸馏水洗 3 次装柱。装柱后,再用蒸馏水洗至出液 pH 值 4~5 待用。炭柱为直径 70 mm 的玻璃管,共 8 根,7 柱串联,1 柱备用。各柱定量装活性炭 1 kg,高位槽高出炭柱 5~6 m。

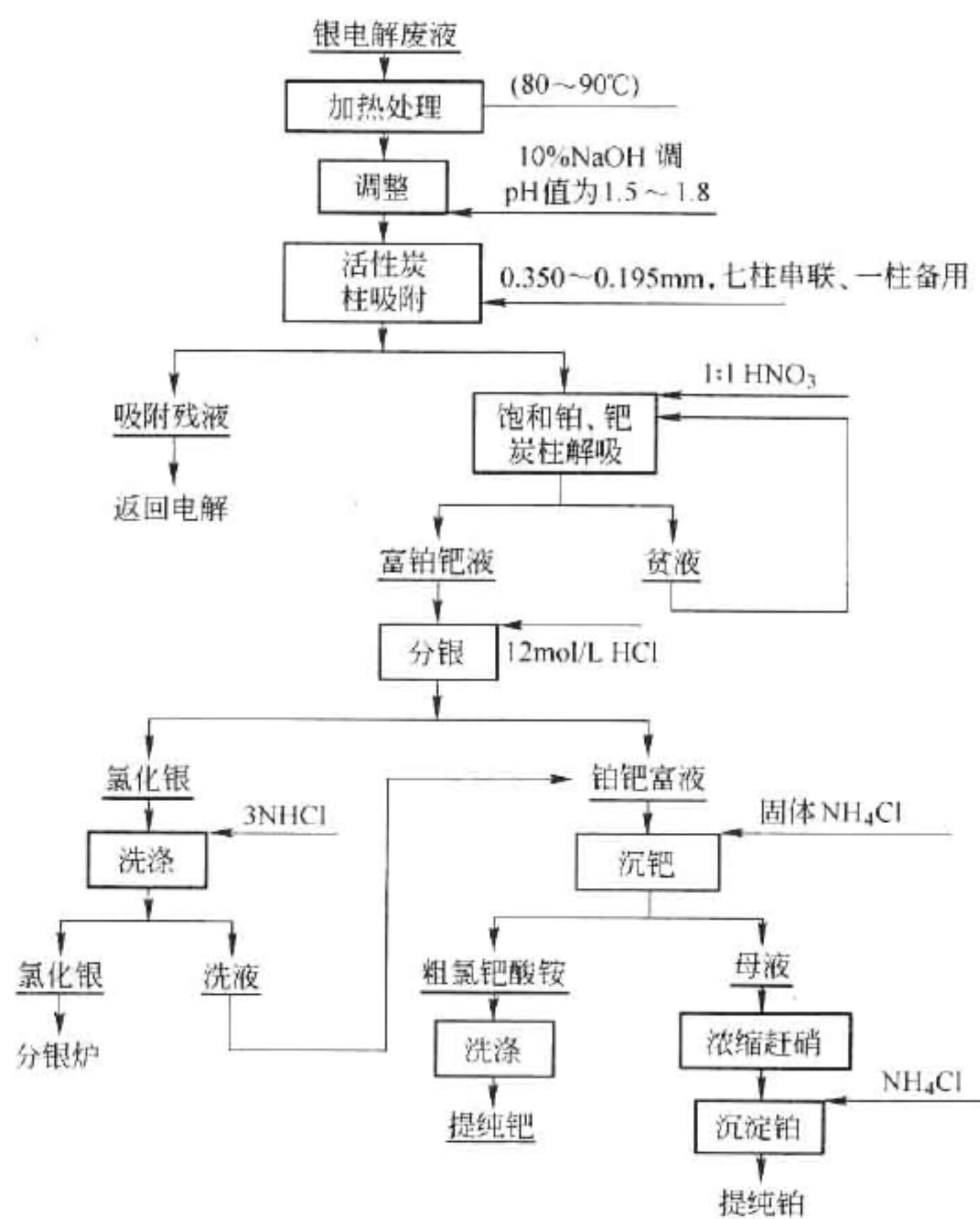


图 30-9 活性炭吸附、解吸铂、钯工艺流程

电解液先于 80 ~ 90℃ 加热浓缩 4 h, 再边搅拌边加入 10% NaOH 调整 pH 值至 1.5 ~ 1.8 (游离硝酸 1 ~ 2 g/L) 后, 以 100 ~ 150 mL/min 的流速连续通过串联的 7 根炭柱。待第一柱吸附铂钯饱和后活性炭取出, 将第二柱改为一柱, 备用柱串联于尾端做第七柱。依此类推。经吸附后的溶液, 含铂、钯大多小于 1 mg/L。可考虑除铜、铅后返回电解过程。

饱和了铂、钯的炭柱, 用 1:1 工业硝酸解吸、解吸液以 75 ~ 100 mL/min 的流速通过炭柱, 每次取出铂钯富液 2.5 L 回收铂钯。一次和二次解吸贫液及新补充的 1:1 工业硝酸, 以逆流方式返回供下一次解吸用。解吸过程每柱通过总液量 25 ~ 30 L。

试验表明, 铂、钯的吸附解吸总回收率为: Pt 102%, Pd 96.5%。

活性炭的吸附容量, 按第 2 柱解吸液中的铂、钯含量计算, 钯的全功吸附容量大于 72.5 mg/g, 铂大于 6.9 mg/g。

经解吸后的炭柱用蒸馏水洗至中性后、即可再生使用。试验结果表明, 经再生 4 次, 其吸附容量并未下降。

解吸获得的铂钯富液, 铂与钯的含量比为 1: (6 ~ 7)。先用 12 mol/L 盐酸处理使银呈氯化银沉淀, 过滤后用 3 mol/L 的盐酸洗涤氯化银。除银富液与洗液合并, 加固体氯化铵使钯呈粗氯钯酸铵沉出, 钯盐用二氯二氨络亚钯法提纯两次后煅烧或用 10% 水合肼还原, 可制得含钯大于 99.9% 的海绵钯。沉出钯后的母液, 经加热浓缩赶硝, 用氯化铵沉出铂, 再直接水解提纯。用 10% 水合肼还原, 以获得含铂大于 99% 的海绵铂。

上述工业试验还证明:1) 0.350 ~ 0.246 mm (40 ~ 60 目) 的活性炭比 0.833 ~ 0.350 mm (20 ~ 40 目) 的吸附容量大,使用前者钯增加 71%,铂增加 32%。2) 经 80 ~ 90℃ 加热浓缩的电解液,比不加热处理的电解液,所吸附的钯约增加 1 倍,铂增加近 4 倍。3) 活性炭对铅的吸附差,但可以吸附铋。当电解液中含铋 0.26 g/L 时,解吸液中铋的浓度可达 10.03 g/L。4) 用氢氧化钠调 pH 值时,带入电解液中的 Na^+ 虽有积累,但经过一段时间使用,未发现对电解银的质量有影响。

(8) 丁基黄药从电解废液中沉淀铂、钯。用丁基黄药作沉淀剂,可有效从银电解液中提取铂、钯。该法对含铂、钯及只含钯不含铂的两种电解液均适用,选择性很高,沉淀率可达铂 99%、钯 99.9%,银的共沉率不超过 2%。工艺流程如图 30-10 所示。

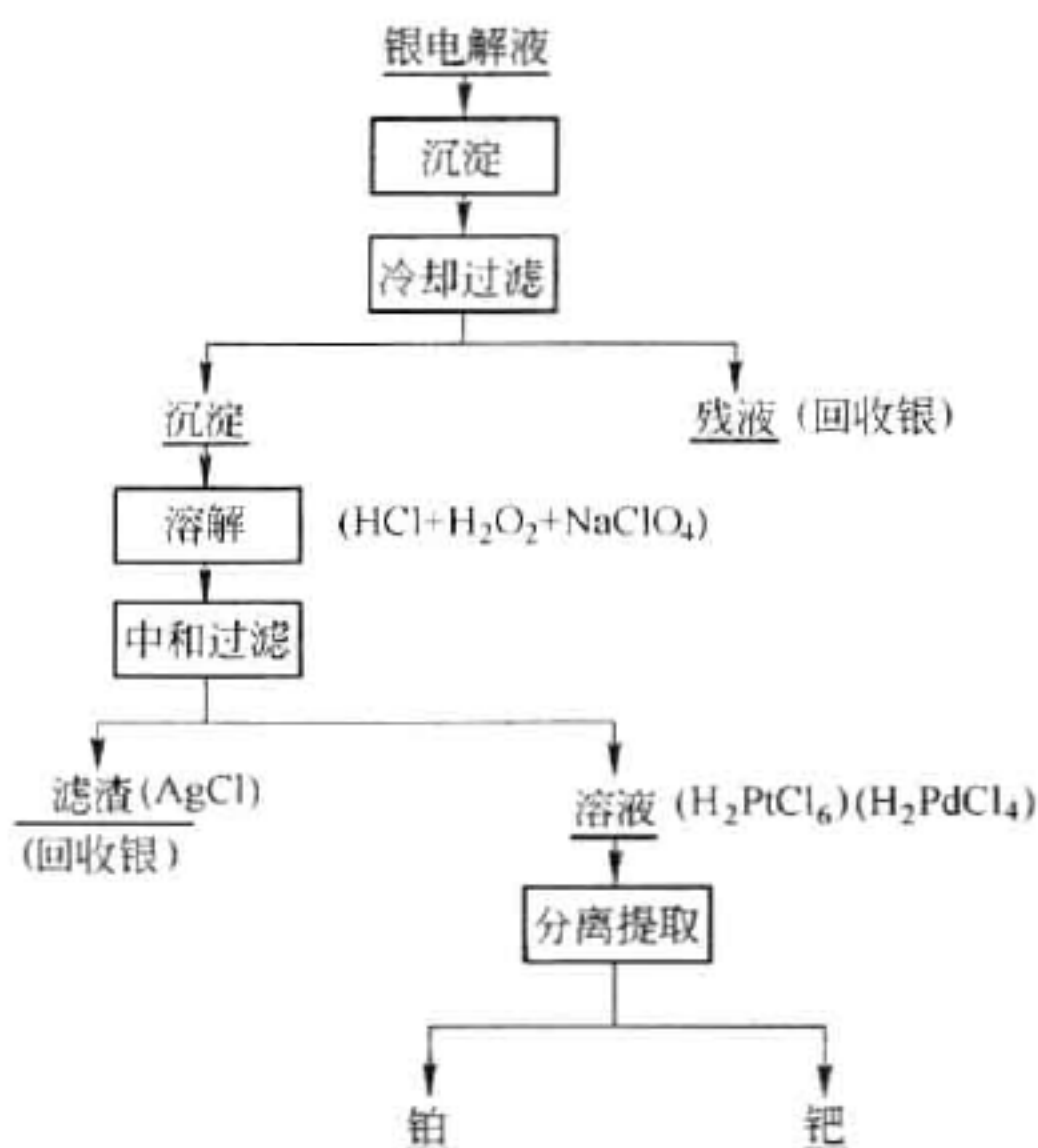


图 30-10 丁基黄药从银电解液沉淀提取铂钯工艺流程

某冶炼厂扩大工业试验及试生产采用的电解液,平均含钯 0.0905 g/L,铂 0.0002 g/L、银 110.57 g/L、铜 57.94 g/L。丁基黄药的加入量与生成黄原酸钯计算的沉淀用量大致相当。结果钯的沉淀率大于 97%。获得的黄原酸钯沉淀,经酸溶后使其生成二氯化二氨络亚钯沉淀,再将沉淀溶于氨水后加水合肼直接还原。过程中钯的直收率为 97%。产品钯的纯度为 99.98%,含 0.006% 铜、0.0003% 银。

另一冶炼厂用丁基黄药从 pH 值为 0.5 ~ 2.0 (最好 1.0 ~ 2.0)、液温 80 ~ 85℃ (不低于 70℃) 的电解液中沉淀钯,时间 1 h,钯的沉出率均大于 99%,铂的沉出率为 91.7% ~ 99.9%,银的沉出率均小于 2%。而用丁基黄药过量 5% ~ 20%,铂、钯回收率均大于 99%。再增加则银的沉淀率也随之增大。

30.3.5 银电解阳极泥的处理

银电解精炼产出的阳极泥,占阳极质量的 8% 左右,一般含金 50% ~ 70%,含银 30% ~ 40%,还有少量杂质。因阳极泥含银过高,不能直接熔铸成阳极进行电解提金,应进一步除去过多的银,提高金的品位。其处理方法有硝酸分离法、二次电解法和水溶液氯化法。

30.3.5.1 硝酸分离法

硝酸分离法是把阳极泥加入硝酸中,银则溶解而金不被溶解。液固分离后,液体送去回收银,固体含金品位提高,可达 90% 以上,则送去熔铸成电解提金的阳极板。此法虽比较简单,但耗酸多,银的回收较麻烦,一般已不使用。

30.3.5.2 二次电解法

二次电解法是把第一次电解的阳极泥熔铸成阳极板,再进行一次电解提银,电银仍是合格的,而阳极泥的含金量却大大提高了,约为 90%。二次电解提银不必另设一套设备,可只在一次电解的电解槽中,放进一部分由一次电解的阳极泥铸成的阳极板即可,非常简便易行。为了防止这种阳极板中含金过高而影响阳极溶解,熔铸时可掺进一部分银粉以降低含金量。工厂中为了区别,把第一次电解提银产出的阳极泥,称为一次阳极泥;第二次产出的,称为二次阳极泥。阳极泥色黑,含金多,故又称黑金粉,第一次电解产出的阳极泥称一次黑金粉,第二次产出的称二次黑金粉。二次黑金粉产出率一般为二次阳极质量的 35%,含 Au 在 90% 以上,含 Ag 为 6% ~ 8%,其余为铜等杂质。将二次黑金粉熔铸成阳极板,送去进行金的电解精炼。

30.3.5.3 水溶液氯化法

水溶液氯化法是在盐酸水溶液中通入氯气或加入氯酸盐进行氯化反应,金生成 HAuCl_4 进入溶液,银则生成 AgCl 沉淀与金分离。为抑制铅进入分金液,一般加入硫酸使铅生成 PbSO_4 沉淀留在分金渣中。氯金酸溶液用还原剂还原可得到品位高的金粉。水溶液氯化法金、银分离彻底,缩短了金的生产周期,避免了资金的积压。

30.3.6 银电解操作及主要技术经济指标

阳极板在装槽前要打平,去掉飞边毛刺,钻孔挂钩,套上布袋,挂在阳极导电棒上,装入槽内。阴极也要平整光滑。用过的阴极板入槽前要刮掉表面银粉。装好电极后,注入电解液,检查线路接触是否良好,接通电路进行电解,定期开动搅拌机械。待电解析出一定数量后,开动运输皮带将银粉运出槽外。电银用无 Cl^- 水洗涤,烘干后,送去熔化铸锭。阳极溶解至不能再用时,更换新极板。阳极袋中积聚的阳极泥,定期取出,精心收集,洗涤、干燥后再做处理。

电银含银大于 99.9%,经洗涤、烘干后,熔铸成锭,含 Ag99.95%。银产品国家标准见表 30-3。银电解电流效率一般为 95% ~ 96%,银的直流电耗约 500 $\text{kW} \cdot \text{h/t}$ 。

表 30-3 银锭国家标准 (GB/T 4135—2002)

产品牌号	化学成分(质量分数)/%									
	银含量 不小于	杂质含量不大于								
		Bi	Cu	Fe	Pb	Sb	Pd	Se	Te	总和
IC - Ag99.99	99.99	0.0008	0.003	0.001	0.001	0.001	0.001	0.0005	0.0005	0.01
IC - Ag99.95	99.95	0.001	0.025	0.002	0.015	0.002	—	—	—	0.05
IC - Ag99.90	99.90	0.002	0.05	0.002	0.025	—	—	—	—	0.10

各冶炼厂银的电解条件、设备及操作有时存在较大差别。中国银电解精炼的技术条件和技术经济指标分别见表 30-4 和表 30-5。银电解精炼的电流密度应尽量高些,以提高产量,减少贵金属的积压;但电流密度过高,也会降低析出银的物理、化学性质。当阳极质量较高时,可采用较高的电流密度。极间距(指同一电解槽中,相邻两片阳极或阴极中心线的距离)一般应大一些,以防止短路;但极间距过大,会使槽电压升高,增加电能消耗。

表 30-4 中国某些工厂银电解精炼的技术条件

项 目		厂 别				
		1	2	3	4	5
阳极成分	$w(\text{Au} + \text{Ag})/\%$	≥ 97	≥ 97	> 96	> 96	≥ 98
	$w(\text{Cu})/\%$	< 2	< 2	—	2.5 ~ 3.5	< 0.5
电解液成分	$\rho(\text{Ag}^+)/\text{g} \cdot \text{L}^{-1}$	80 ~ 100	100 ~ 150	60 ~ 80	60 ~ 80	120 ~ 200
	$\rho(\text{HNO}_3)/\text{g} \cdot \text{L}^{-1}$	2 ~ 5	2 ~ 8	3 ~ 5	3 ~ 5	3 ~ 6
	$\rho(\text{Cu}^{2+})/\text{g} \cdot \text{L}^{-1}$	< 50	< 60	< 40	< 50	< 60
电解液温度/ $^{\circ}\text{C}$		35 ~ 50	35 ~ 50	38 ~ 45	35 ~ 45	常温
阴极电流密度/ $\text{A} \cdot \text{m}^{-2}$		250 ~ 300	270 ~ 450	200 ~ 290	260 ~ 300	300 ~ 320
电解液循环量/ $\text{L} \cdot \text{min}^{-1} \cdot \text{槽}^{-1}$		0.8 ~ 1.0	不定期	1 ~ 2	0.5 ~ 0.7	—
同极中心距/mm		160	150	100 ~ 125	100 ~ 110	120
电解周期/h		36	48	72	72	48

表 30-5 中国某些冶炼厂银电解精炼的技术经济指标

项 目		厂 别			
		1	2	3	4
电流效率/ $\%$		96		90 ~ 95	> 95
槽电压/V		1.5 ~ 2.5	1 ~ 2.8	1.2 ~ 2.5	1 ~ 2.2
直流电耗/ $\text{kW} \cdot \text{h} \cdot \text{t}^{-1}$		510		500	
残极率/ $\%$		10	约 10	6 ~ 10	< 15
硝酸消耗 ^③ / $\text{kg} \cdot \text{t}^{-1}$		90	60 ~ 65		80
电解回收率/ $\%$		99.7	99.95		
银粉品位/ $\%$		99.86 ~ 99.88	99.91	99.95	99.94 ~ 99.95
银锭浇铸回收率/ $\%$		99.96	99.96		> 99
银锭浇铸合格率/ $\%$		97.5	97		100
银锭品位/ $\%$		99.94 ~ 99.96	99.97	99.95	99.95 ~ 99.98
银锭质量/ $\text{kg} \cdot \text{块}^{-1}$		15.625	15 ~ 16	15 ~ 16	15 ~ 16
公差	+0.375				
	-0.625				
银精炼回收率 ^① / $\%$		99.5		97.89	
银冶炼回收率 ^② / $\%$		98.3	99	87	98.4

① 从金银合金阳极至银锭的回收率;
② 从阳极泥至银锭的回收率;
③ 硝酸浓度折合为 100%。

电流效率是指通过一定电流,实际析出金属量与理论析出金属量之比。计算电流效率的公式为:

$$\eta_k = \frac{B}{qIt} \times 100\%$$

式中 η_k ——阴极电流效率,%;
 B ——实际析出的金属量,g;
 Q ——电化当量,g/(A·h);
 I ——电流强度,A;
 t ——通电时间,h。

一些元素的电化当量列于表 30-6。

表 30-6 一些元素的电化当量

元 素	Au	Au	Ag	Cu
原子价	1	3	1	2
电化当量/g·(A·h) ⁻¹	7.361	2.454	4.025	1.186

生产中力求提高电流效率。因此,要保证电路畅通,无漏电、短路、断路,减少析出银的反溶,防止半价银离子的产生,尽量减少阳极及电解液中的杂质含量,都有助于电流效率的提高。

槽电压是指同一个电解槽中,相邻的阴极和阳极间的电压降。槽电压与极间距、电解液的电导率、阳极的成分等因素有关。缩短极间距,改善电解液的电导率,适当降低阳极的含金量,均有助于槽电压的降低。

电能消耗是一个很重要的技术经济指标,是指生产 1 t 金属的电能消耗,可用下式计算:

$$W = \frac{V}{q\eta_k} \times 10^3$$

式中 W ——电能消耗,kW·h/t;
 V ——槽电压,V;
 q ——电化当量,g/(A·h);
 η_k ——阴极电流效率,%。

由上式可知,电能消耗与槽电压成正比,与电流效率成反比。

30.4 金的电解精炼

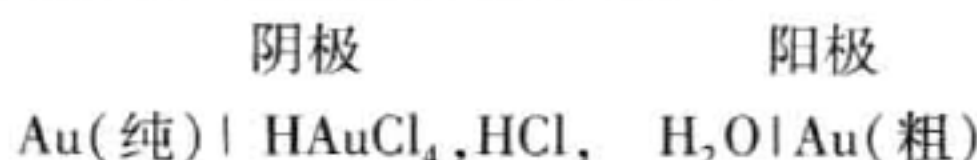
金的电解精炼是将粗金通过电解生产纯金。用于金电解的原料一般含金在 90% 以上。如火法氯化法得到的品位大于 99% 的粗金、铜和铅阳极泥经银电解处理所得的二次黑金粉、金矿经金银分离所得的粗金粉以及其他废料经处理后所得的粗金等。金电解精炼可在氯化络合物水溶液和氰化络合物水溶液中进行,但前者较安全,为各冶炼厂所采用。

金电解精炼的规模通常都不大,电解槽多用硬聚氯乙烯塑料槽或耐酸瓷槽。由于金电解是在盐酸介质中进行的,所以粗金阳极中所含的银会与氯离子结合成氯化银,将整个阳极板面覆盖。当含银过多时,可在阳极表面生成一厚层氯化银壳,使阳极钝化而放出氯气。为

了解决这一问题,除要求粗金中含银量不能过多外,还需要在电解过程中在通入直流电流的同时,重叠比直流电大1~2倍的交流电流。

30.4.1 金电解精炼基本原理

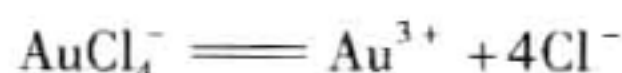
金电解精炼,以粗金做阳极,以纯金片做阴极,以金的氯化络合物水溶液和游离盐酸做电解液。电解过程可近似地用下列电化学系统来表示:



氯金酸是强酸,完全电离:



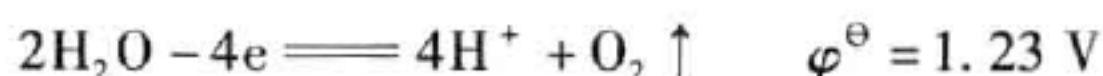
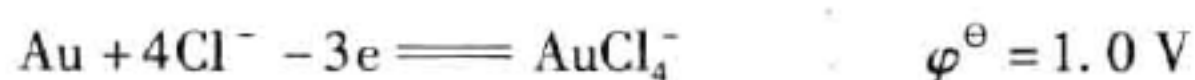
AuCl_4^- 部分电离为 Au^{3+} 阳离子:



但其电离常数很小 $K = \frac{[\text{Au}^{3+}] \times [\text{Cl}^-]^4}{[\text{AuCl}_4^-]} = 5 \times 10^{-22}$, 因此,可以认为金在电解液中呈

AuCl_4^- 状态存在。

阳极反应:



所以在正常电解条件下阳极不会析出氯气和氧气。但是,金电解时阳极往往钝化。当金转入钝化状态时,阳极溶解中断,电位升高并达到氯可以析出的电位值(由于 O_2 在金上的超电压高于 Cl_2 ,故先析出 Cl_2)。钝化现象是十分有害的。阳极析出 Cl_2 导致电解液中金的贫化以及车间环境恶化。为了避免氯气析出,电解液必须要有足够高的酸度和温度,而且阳极电流密度越高,电解液的酸度和温度应该越高。提高盐酸的浓度和温度,不但可消除金的钝化,而且可提高电解液的电导率,因此可减少电能消耗。

阳极金溶解除生成 AuCl_4^- 外,还有 AuCl_2^- 形态:



因为一价金的电化当量比三价金大,按三价计算的阳极电流效率超过100%。

AuCl_4^- 与 AuCl_2^- 之间有下列平衡关系:



但这个歧化反应的平衡常数相当小,实际上阳极生成的 AuCl_2^- 浓度超过平衡值。因此平衡向右移动,导致一部分金以金粉态落入阳极泥中,这是不希望的。故力求防止金粉生成。实践证明,提高采用大电流密度和交直流重叠电流,可以减少阳极泥中金粉。

阴极反应:



因此,按三价金计算的阴极电流效率有可能超100%。

金电解过程中,阳极上的杂质金属(银、铜、铅及铂族金属),凡比金更负电性的,都电

化学溶解而进入电解液,只有铂族金属中的铑、钌、钨、铱等不溶而进入阳极泥中。进入电解液中的杂质,有些因浓度不高,一般也不易在阴极上析出;有些(如 PbCl_2) 在电解液中溶解度低而沉淀到阳极泥中;铜的浓度一般较高,有可能在阴极析出,影响电金的质量,因此,阳极中的铜宜控制在不超过 2%;铂、钯进入电解液后,积累到一定程度,就应处理加以回收。

阳极中最有害的成分是银。银可以电化学溶解,但银与盐酸很易生成 AgCl ,它难溶于电解液中,当银的数量不多时,可以从阳极脱落,沉入阳极泥中;如银的数量较多,则附着在阳极表面上,造成阳极钝化,使电解精炼难以进行。

为了解决银的危害,金电解精炼时,往电解槽中输入直流电的同时,也输入交流电,形成非对称性的脉动电流。脉动电流强度的变化如图 30-11 所示。

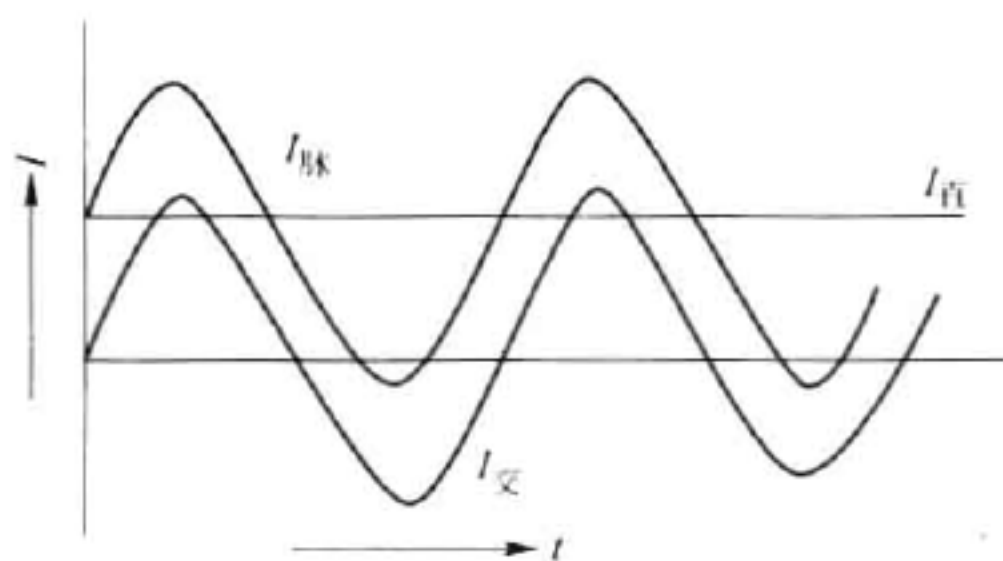


图 30-11 脉动电流强度的变化

一般要求交流电($I_{交}$)应比直流电($I_{直}$)大,其比值为 1.1 ~ 1.5,这样得到的脉动电流($I_{脉}$),随着时间而变化,时而具有正值,时而具有负值。当其达到峰值时,阳极上瞬时电流密度突增。此时,阳极上有大量气体析出, AgCl 薄膜即被气泡所冲击,变疏松而脱落;当电流为负值时,电极的极性也发生瞬时的变化,阳极变成阴极,则 AgCl 的形成将受到压抑。使用脉动电流,不仅可以克服 AgCl 的危害,还可提高电流密度,从而减少金粉的形成,还可以提高电解液的温度。脉动电流的电流和电压,可用下列公式计算:

$$I_{脉} = \sqrt{I_{直}^2 + I_{交}^2}$$

$$E_{脉} = \sqrt{E_{直}^2 + E_{交}^2}$$

30.4.2 金电解精炼实践

30.4.2.1 阴极片的制作

金电解精炼的阴极片用纯金制成。纯金片可用轧制法制取,也可用电积法制取。

电积法是在金电解精炼时,用轧制板做阴极,面上涂层薄蜡,边上涂厚蜡,进行电解,金在阴极板上析出成一薄片后,即把薄片剥下,然后加工成电解精炼用的纯金阴极片。近年来,多数工厂采用轧制法制取阴极片。

30.4.2.2 电解液的制备

电解液的制备主要有两种方法,即王水溶金法和隔膜电解法。

王水溶金法是把王水与金片置于容器中加热至沸,使金溶解,然后赶硝。此法虽较简便,但赶硝比较麻烦。

隔膜电解法,是用粗金做阳极,用纯金做阴极,用稀盐酸作电解液进行电解。电解装置如图 30-12 所示。电解槽为陶瓷或塑料槽,阴极用素烧陶瓷坩埚做隔膜,也有用阴离子交换膜做成。槽中电解液的比例为 $\text{HCl}:\text{H}_2\text{O}=2:1$,坩埚内电解液的比例为 $\text{HCl}:\text{H}_2\text{O}=1:1$ 。坩埚内液面高于电解槽液面 5 ~ 10 mm。通入脉动电流,阳极粗金溶解,金以 Au^{3+} 进入阳极电解液(即电解槽中的电解液),由于受到坩埚隔膜的阻碍, Au^{3+} 不能进入阴极电解液(即素烧坩埚中的电解液)中,而 $\text{H}^+、\text{Cl}^-$ 可以自由通过。这样,阴极上无金析出,而只放出氢气, Au^{3+} 便在阳极液中积累起来,最后可制得金质量浓度 250 ~ 350 g/L、含盐酸 250 g/L 左右、密度为 1.33 ~ 1.4 g/cm³ 的溶液。可利用此溶液配制成金电解精炼的电解液。

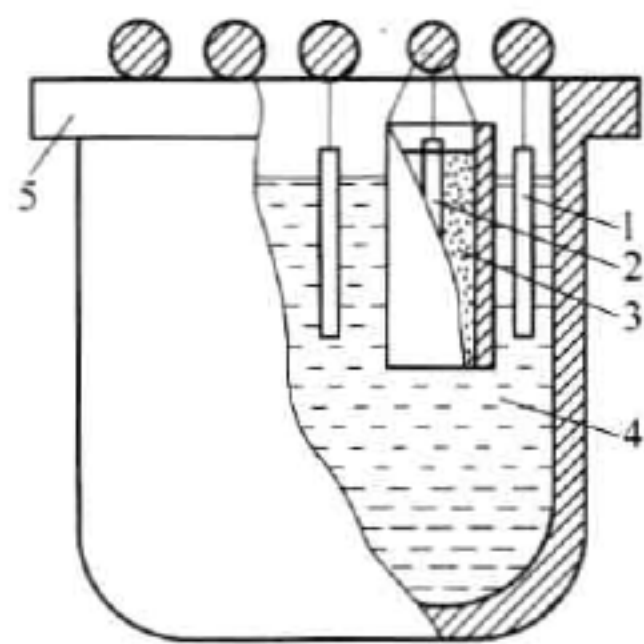


图 30-12 隔膜电解装置
1—阳极;2—阴极;3—隔膜;
4—电解液;5—电解槽

30.4.2.3 电解槽

金电解精炼用的电解槽,可用耐酸陶瓷槽,也可用 10 ~ 20 mm 厚的硬塑料板焊制。为了防止电解液漏损,电解槽外再加保护套槽。电解槽的构造及尺寸如图 30-13 所示。

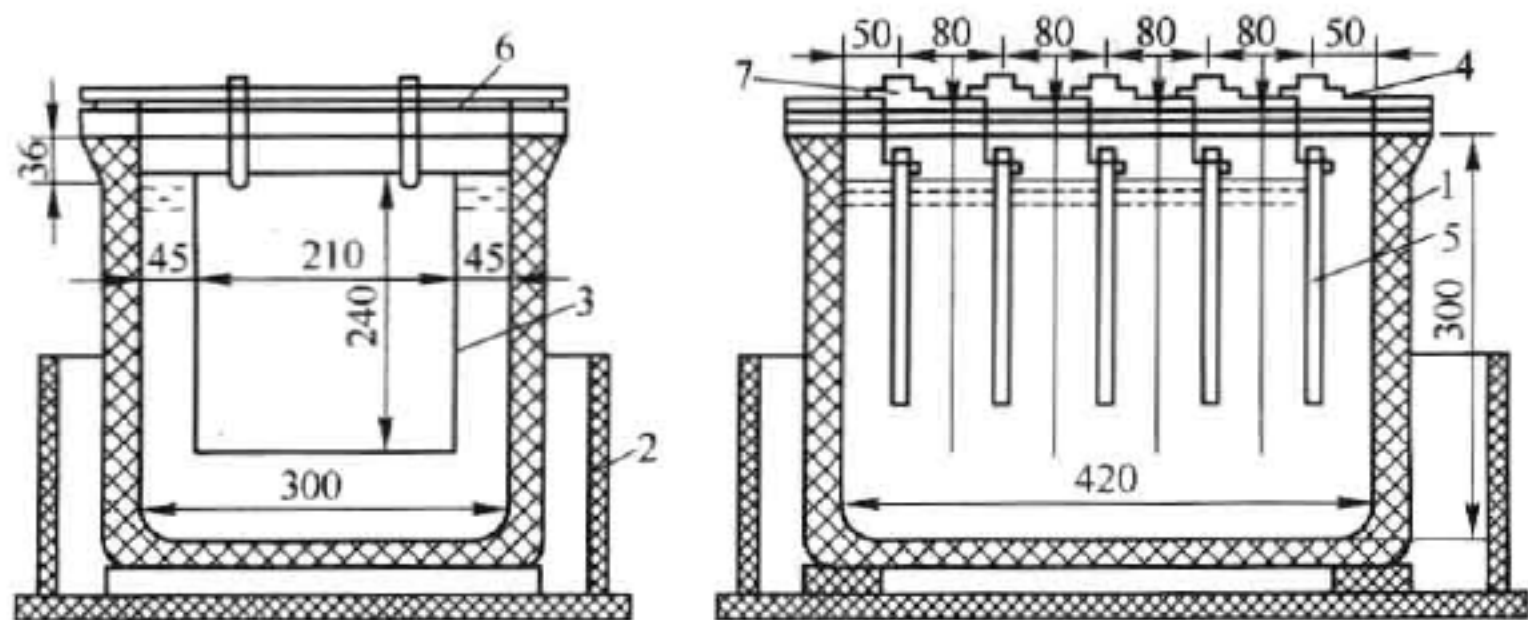


图 30-13 金精炼电解槽
1—耐酸陶瓷槽;2—塑料保护槽;3—阴极;4—阳极吊钩;
5—粗金阳极;6—阴极导电棒;7—阳极导电棒

30.4.2.4 电解操作

在电解槽中,先注入配好的电解液,然后把套好布袋的阳极垂直挂入槽中,再依次相间挂入阴极。槽内的两极是并联的,而槽与槽是串联的。电极挂好后,再调整电解液,使液面略低于阳极挂钩。送电后要检查电路是否畅通,有无短路、断路现象,测量槽电压是否正常。待阴极析出金到一定厚度后,可取出另换新阴极片。阳极溶解到残缺不能再用时,应取出更换新阳极。阳极袋中的阳极泥,要精心加以收集。

30.4.3 金电解精炼的技术经济指标

金电解精炼的电解液,一般含 Au 250 ~ 350 g/L、HCl 200 ~ 300 g/L,在高电流密度作业时,含金宜高些。电解液中含铂不宜超过 50 ~ 60 g/L,含钯不宜超过 5 g/L。电解液的温度,

一般约为 50℃,如采用高电流密度可高达 70℃,电解液不必加热,只靠电解的电流作用即可达上述温度。

电流密度应尽量高些,一般为 700 A/m²,国外冶炼厂也有的高达 1300 ~ 1700 A/m²。采用高电流密度,宜提高阳极品位、电解液中金和盐酸的浓度。电流效率主要指直流电的电流效率,因电金的析出是靠直流电的作用。一般冶炼厂的阴极电流效率可达 95%。槽电压与阳极品位、电解液成分和温度、极间距、电流密度等有关,一般为 0.3 ~ 0.4 V。电能消耗也是指直流电的单耗,即每生产 1 kg 电金所消耗的直流电量。中国金电解精炼的技术条件和技术经济指标分别列于表 30-7 和表 30-8,某些冶炼厂金电解精炼槽技术性能见表 30-9。

表 30-7 某些冶炼厂金电解精炼的技术条件

项 目	厂 别				
	1	2	3	4	5
w(Au)/ %	90	> 88	≥ 90	≥ 90	96 ~ 98
阳极成分 w(Ag)/ %				< 5	< 2
电解液温度/℃	30 ~ 50	30 ~ 70	40 ~ 50	35 ~ 50	50 ~ 70
电解液成分 ρ(Au ²⁺)/ g · L ⁻¹	250 ~ 300	250 ~ 350	250 ~ 300	250 ~ 300	250 ~ 350
电解液成分 ρ(HCl)/ g · L ⁻¹	250 ~ 300	150 ~ 200	250 ~ 300	200 ~ 250	200 ~ 300
阴极电流密度/ A · m ⁻²	200 ~ 250	500 ~ 700	190 ~ 230	250 ~ 280	450 ~ 500
同极中心距/ mm	80 ~ 90	120	70 ~ 80	90	90
直流: 交流(电流比)	1: 2	1: (1. 5 ~ 2)	1: 1. 5	1: 1	无交流
电解液密度/ g · cm ⁻³	1. 4	1. 36 ~ 1. 4			
槽电压/ V	0. 2 ~ 0. 3	0. 3 ~ 0. 4	0. 2 ~ 0. 3		0. 4 ~ 0. 6

表 30-8 某些冶炼厂金电解的技术经济指标

名 称	厂 别		
	1	2	3
电流效率/ %	95		> 98
精炼槽电压/ V	0. 2 ~ 0. 3	0. 3 ~ 0. 4	0. 4 ~ 0. 6
造液槽电压/ V	2. 5 ~ 4. 5	2. 5 ~ 4. 5	2. 8 ~ 3. 5
直流电耗 ^④ / kW · h · kg ⁻¹	2. 14		
残极率/ %	20		15 ~ 20
阳极泥率/ %	20 ~ 25		10
盐酸消耗 ^③ / kg · kg ⁻¹	4		2
阴极金品位 Au/ %	≥ 99. 96	> 99. 95	> 99. 99
金锭品位 Au/ %	> 99. 99	> 99. 99	> 99. 99
金锭质量/ kg · 块 ⁻¹	12. 45 ± ^{+0. 85} _{-1. 56}	11 ~ 13	12 ~ 13

续表 30-8

名 称	厂 别		
	1	2	3
电解回收率/%	99	99.73	>99
金锭浇铸回收率/%	99.93	100	100
金锭浇铸合格率/%	100	91.35	
金精炼回收率 ^① /%	98.5	82	98.2
金冶炼回收率 ^② /%	98		

- ① 金银合金阳极至金锭的回收率；
② 阳极泥至金锭的回收率；
③ 盐酸的质量分数为 31%；
④ 包括造液所消耗的直流电。

表 30-9 某些冶炼厂金电解精炼槽技术性能

项 目	厂 别				
	1	2	3	4	5
直流电流强度/A	80	80~120	50~60	18~20	40~50
交流电流强度/A	180~200	120~240	75~90	18~20	无
阴极电流密度/A·m ⁻²	200~250	500~700	190~230	250~280	450~500
阳极尺寸/mm×mm×mm	100×150×10	165×100×10	128×68×2	100×78×10	130×100×10
阴极尺寸/mm×mm×mm	190×120	210×180×0.2	128×68		140×110
种板尺寸/mm×mm×mm	260×250×1.5	无 ^①			
种板材料	压延纯银板	无 ^①		压延纯银板	压延纯银板
每槽阳极数/片	4 排 每排 2 片	3	4 排 每排 3 片	3	3
每槽阴极数/片	5 排 每排 2 片	4	5 排 每排 3 片	4	4
同极中心距/mm	80~90	120	80	90	90
电解槽尺寸/mm×mm×mm	310×310×340	380×280×360		280×150×220	450×170×300
电解槽个数/个	2	6		2	2
电解槽材质	硬聚氯乙烯	硬聚氯乙烯		硬聚氯乙烯	耐酸陶瓷

① 始极片为压延金箔,无种板。

30.4.4 金电解精炼的产品及处理

30.4.4.1 电金

出槽后的阴极金,称为电金,应先用净水冲洗,去掉表面的电解液,洗液不能弃去。电金送去铸锭。熔铸在坩埚炉中进行,熔化温度为 1300℃。熔化后金液表面,宜用火硝覆盖(勿用炭覆盖)。铸模宜预热,熏上一层烟灰,以利脱模。浇注应特别小心,防止金液外溅。铸成的金锭脱模后,要用稀盐酸淬洗,并用洁净纱布蘸上酒精,擦拭金锭表面,使之发亮。金锭国家质量标准见表 30-10。

表 30-10 金锭国家标准(GB 4134—1994)

产品牌号	化学成分(质量分数)/%							
	金含量不小于	杂质含量不大于						
		Ag	Cu	Fe	Pb	Bi	Sb	总 和
Au-1	99.99	0.005	0.002	0.002	0.001	0.002	0.001	0.01
Au-2	99.95	0.02	0.015	0.003	0.003	0.002	0.002	0.05
Au-3	99.90	—	—	—	—	—	—	0.10

30.4.4.2 残极

电解一定时间后,阳极溶解到残缺不能再用时,称为残极。残极取出后,要精心洗刷,收集其表面的阳极泥,然后送去与二次黑金粉一起熔铸成新的阳极。

30.4.4.3 阳极泥

金电解精炼的阳极泥产出率为阳极重量的 20% ~ 25%,其主要成分为金、银,也有少量铂族金属。一般送去与一次黑金粉或二次黑金粉一道熔铸。

30.4.4.4 电解废液

金电解精炼的电解液,铂、钯质量浓度超过 50 ~ 60 g/L 时,宜送去回收铂、钯。但电解液中仍含有金 250 ~ 300 g/L,所以回收铂、钯之前,应先将金回收。回收的办法有加锌置换法和加试剂还原法。多数冶炼厂用后一种方法,所用的还原剂为硫酸亚铁或二氧化硫。

30.5 金、银的铸锭

30.5.1 金、银铸锭原理与实践

金、银铸锭是根据冶金生产对金锭和银锭的要求而进行的熔铸,主要包括用电解法或化学方法精炼产出的纯金、纯银和中间产品粗金、粗银和合质金的熔铸方法。

30.5.1.1 熔化炉和坩埚

传统的金、银熔化炉采用圆形地炉。燃料为煤气、柴油或焦炭。煤气或柴油地炉,多用镁砖或耐火黏土砖砌成,炉子的大小取决于坩埚的尺寸。地炉净空断面直径为坩埚外径的 1.6 ~ 1.8 倍,深度为坩埚高度的 1.8 ~ 2.0 倍。实际生产中,在同一地炉中使用不同规格的坩埚进行熔铸。燃烧煤气或柴油的喷嘴多设于靠近炉底的壁上,炉口上设炉盖,烟气由炉盖的中心孔或在炉口下 100 mm 附近的地下烟道排出。有的地下烟道设于近炉底壁上,而喷嘴设在炉口下 100 mm 处。炉底放 2 块耐火砖,坩埚置于加有焦粉的耐火砖上。

坩埚多使用 50 ~ 100 号的石墨坩埚,能耐受 1600℃ 的高温。在使用前必须进行长时间缓慢加热烘烤,以除去水分,再缓慢升温至红热(暗红色),否则受潮的坩埚遇高温骤热会发生爆裂损坏。

现代冶炼多采用电阻炉或感应电炉熔铸金或银锭。电阻炉是由碳或石墨坩埚(或内衬熔炼金属用的耐火黏土坩埚)构成炉体,通常采用单相交流供电。低压电流接通后,坩埚作为电阻并将金属加热至所需的温度。按每炉熔融 20 kg 金属计,每千克金的耗电量为 0.5 kW · h,银的耗电量略少些。

在选用坩埚方面,除单独使用石墨坩埚或内衬(或外衬)耐火黏土坩埚的石墨坩埚外,

也有单独使用耐火黏土坩埚熔炼的。

用坩埚炉熔融纯的金、银时,金的损失一般为 0.01% ~ 0.02%,银为 0.1% ~ 0.25%。熔炼金银合金或金铜合金时,损失率要大些。当在电炉中熔融时,金银的损失率可降低 70% ~ 90%。

30.5.1.2 熔剂和氧化剂

熔铸金、银时,应加入适量的熔剂和氧化剂,常加入硝石与碳酸钠,或者加入硝石与硼砂。熔剂与氧化剂的加入量,随金属纯度的不同而异。如熔铸含银 99.88% 以上的电解银粉,一般只加入 0.1% ~ 0.3% 的碳酸钠。熔炼含杂质较高的银,则可加入适量的硝石和硼砂,以氧化杂质使之造渣除去。银在熔融时能溶解大量的氧,氧化剂的加入量不宜过多,以保护坩埚免遭强烈氧化而损坏。石墨坩埚属于酸性材料,因而也不宜加入过多的碳酸钠。

熔铸含金 99.96% 以上的电解金,一般加入硝酸钾和硼砂各 0.1%,并加入 0.1% ~ 0.5% 的碳酸钠。对纯度较低的金,可适当增加熔剂和氧化剂。

经氧化造渣的熔炼过程后,铸成锭块的金、银品位较之原料均有所提高。熔炼金、银的过程中,坩埚液面附近如因强烈氧化有可能“烧穿”时,可加入适量洁净而干燥的碎玻璃以中和渣,避免造成坩埚的损坏而损失金、银。

30.5.1.3 金属的保护和脱氧

金、银在空气中熔融时,均能溶解大量的气体。银在空气中完全熔融时,能溶解约 21 倍体积的氧。这些氧在金属冷凝时会放出而形成“银雨”,造成细粒银珠的喷溅损失。来不及放出的氧则在银锭中形成缩孔、气孔、麻面等缺陷。在进行合金材料铸锭时,为了获得好的质量,需要保护合金液面不被氧化和阻止合金被气体饱和,常加入保护溶剂在合金液面形成保护层。

熔融金属银中氧的溶解度随温度的升高而下降,浇铸前应提高银液温度,并在银液面上盖一层还原剂(如木炭等),以除去氧。也可在炉料中加入一块松木以除去部分氧。浇铸前用木棍搅动银液,效果也较好。也可在真空中熔融。某些冶炼厂采用加入木块燃烧的同时,在浇铸前将液面清除不尽的少量余渣从坩埚口拨向后面,于坩埚口放一块石墨(从废石墨坩埚上锯下),再往液面加一些草灰后再浇铸。这既能除去部分氧,又能保温和吸附液面余渣,可提高铸锭质量。

金的吸气性更强,空气中熔融的金可溶解 33 ~ 48 倍体积的氧或 37 ~ 46 倍的氢。但金的浇铸温度较高,且于敞口整体平模中进行,模具常预热至 160℃ 或以上,气体较易放出。为保证锭面平整,某些冶炼厂还采取在锭面浇水或覆盖湿纸等措施,以加速表面先冷却。

30.5.1.4 金属的熔融与过热

金属液温在浇铸前应高于它的熔点,称为金属的过热。不论何种金属或合金都要在过热的状态下进行浇铸,否则无法浇铸成形。但其过热度又不宜过大,否则会产生副作用。金属或合金在炉中的过热温度,应比该金属或合金的熔点高 150 ~ 200℃,或再稍高一点。浇铸金、银时,提高温度有利于降低气体的溶解量,且过热大的金属铸入模中,冷凝速度慢,有利于气体的放出,减少锭块的缺陷;浇铸金或银锭的锭模均很小,铸入的金属易冷却,如金属液温过低,则因冷凝过快,甚至铸不出外形合格的锭。但温度过高也有不利的方面。根据实践,银的浇铸温度应为 1100 ~ 1200℃,而金的浇铸温度应在 1200 ~ 1300℃。正确掌握金属

的过热度,可保证生产操作的顺利进行,同时能得到表面和内部结构都符合要求的高质量铸锭。

30.5.1.5 涂料与脱模

锭块不但要有好的内部结构质量,而且还应有好的表面物理规格质量。锭块表面的质量与涂在锭模内壁的涂料及锭模内壁加工质量有关。浇铸时,涂料的升华(燃烧)在模具内壁上留下一极薄并具有一定强度的焦黑,这层焦黑不但有助于形成外表质量好的锭块,而且还能将模型与金属隔离开,有利于脱模。

根据实践,金、银浇铸时,通常选用乙炔或石油(重油或柴油)点焰于模具内壁上均匀熏上一层薄烟,使用效果良好。涂在模壁上的涂料应薄且均匀细致,模壁拐角处的涂层厚度应与平壁上的一致。

浇铸银锭通常使用组合立模顶铸法,浇铸操作的好坏与锭块的质量关系很大。浇铸时,液面在模内的上升速度应与涂料的升华速度一致,防止锭块表面产生冲刷痕迹、渣和气孔,甚至出现银粒或分层掉块现象。

浇铸金锭一般采用敞口整体平模,操作比较简单,将模具置于水平面上,坩埚垂直于模具的长轴,将金液均匀铸入模心。为了保护模具内壁,浇铸时要不断改变金液铸入的位置。

30.5.2 成品银锭的熔铸与操作

熔铸成品银锭的原料,主要是电解银粉。熔铸成品银锭的方法,各冶炼厂大同小异。某冶炼厂电解产出的含银 99.86% ~ 99.88% 的银粉,于 100 号石墨坩埚炉中熔融铸锭。操作过程是将坩埚预先锯好浇口,并经烘烤,检查确定没有损坏后,每坩埚加入烘干的电解银粉 90 kg 左右,使用煤气加热,经熔融后铸成 5 块 $370\text{ mm} \times 135\text{ mm} \times 30\text{ mm}$ 、每块质量 15 ~ 16 kg、含银 99.94% ~ 99.96% 的银锭。

炉料中配入约 0.3% 的碳酸钠和一块活松木。加入松木燃烧是为了降低溶解在银中的氧。所用的松木应含松脂低,以免松脂生成的炭粒影响银锭质量。由于银粉密度小体积大,应分次加入坩埚内。炉内温度为 $1200 \sim 1250^{\circ}\text{C}$,每坩埚冶炼 1 ~ 1.5 h,木块燃净前再加一块。待银完全熔融,银液呈青绿色透明状,液面的木块急剧旋转时出炉浇铸。

银锭模为组合立式生铁模,内表面经机械加工,表面平整光洁。模具使用前先用煤气烘烤至 $130 \sim 160^{\circ}\text{C}$,经清刷后点燃乙炔往模壁上均匀熏上一层烟,然后合模夹紧,并用银片或不锈钢片盖严每只浇口待用。浇铸时,先于炉内清除液面和坩埚壁上的渣(木块不取出),取出坩埚,用不锈钢片将坩埚口附近的余渣和木块拨向后面,于坩埚口放一块从旧坩埚锯下的约 $150\text{ mm} \times 100\text{ mm}$ 并经预热至 300°C 以上的石墨块,往液面倒一大碗稻草灰,即行浇铸。加入草灰和石墨块,主要是为了吸附隔离渣,也为了燃烧除氧和保温。

浇铸使用组合立模顶注法,液温 1200°C 左右,模温 $90 \sim 160^{\circ}\text{C}$ 。注入的金属要对准模心,速度由慢到快再逐渐变慢。即开始细流,然后迅速加大银流,至金属充满模高的 $3/5$ 左右,逐渐减速,以让气体自由逸出。至模高的 $5/6$ 时再次减速,金属液进入帽口后以不断线的细流直至注满帽口,以保证银液充满模内各上角。银的冷凝在帽口以下产生缩坑,要及时补加银液。浇铸一块锭约需 10 ~ 18 s。浇完第二块后,往样模中浇样品一块送化验。直至浇完 5 块后,取出坩埚中的草灰和石墨块,再加料熔铸下一坩。

待锭冷凝后,用钢钎撬开模具,用不锈钢钳子取出银锭,轻放在表面光洁平整的生铁模

具上。此时锭尚处于高温且质软,要特别注意不要碰撞损伤锭边和锭角。趁热用粗钢丝刷刷光银锭表面。经初步自检后,不合格的锭重铸,合格锭用钢码打上炉次号(第 x 炉本炉第 x 块)。待锭冷后,用锯床锯去锭头,在锭底打上批次号(第 x 批本批第 x 炉),剔去本炉共 x 块。飞边毛刺入库。再由厂检验员按出厂标准再次检验,不合格锭重铸,合格锭打上顺序号、年月和检验印,分块磅码,填写磅码单开票交库。废锭和锭头,当时返回重铸。待浇完一批后,剩余的废锭、锭头及锯屑等,均磅码开票交库供下批重铸。

30.5.3 成品金锭的熔铸与操作

熔铸成品金锭的原料,主要为电解金。成品金锭的熔铸,一般于柴油地炉中用石墨坩埚熔融后铸锭。采用柴油作燃料,是为了提高炉温至 $1300 \sim 1400^{\circ}\text{C}$,以利于金的熔融和铸锭。

某冶炼厂采用柴油地炉,用60号石墨坩埚,经烘烤并检查没有损坏后,每坩埚分次加入电解金 $35 \sim 60\text{ kg}$,逐渐升温至 $1300 \sim 1400^{\circ}\text{C}$ 进行熔融。待金全部熔化并过热至金液呈赤白色后,加入化学纯硝酸钾和硼砂各 $10 \sim 20\text{ g}$ 造渣。锭模为经机械加工的敞口长方倒梯形铸铁平模,内部尺寸为:长 260 mm (上)、 235 mm (下);宽 80 mm (上)、 55 mm (下);高 40 mm 。锭模用柴油棉纱擦净,置于地炉盖上烤热至 $150 \sim 180^{\circ}\text{C}$,点燃乙炔熏上一层均匀的烟,将模摆好呈水平(用水平尺检查,以免锭块厚薄不匀),待浇铸。

经造渣和清渣后,取出坩埚,用不锈钢片清理坩埚口的余渣,在液温 $1200 \sim 1300^{\circ}\text{C}$ 、模温 $120 \sim 150^{\circ}\text{C}$ 下,将金液沿模具长轴的垂直方向注入模具中心。浇铸速度要快、稳和均匀,避免金液在模内剧烈波动、使锭面形成裂纹和皱纹。为防止金液侵蚀模底,金液注入位置要平稳地左右移动。

由于金在空气中熔融时,能溶解大量的气体,为了让锭面比内部先冷却,保证锭面平整,避免生成大的缩坑,某冶炼厂采用浇完一块锭后,立即用硝酸钾水溶液浸透的纸盖上,再用预先烤热至 80°C 以上的砖严密覆盖。盖纸和砖动作要快而准确。待锭冷凝后,将其倾于石棉板上,随即用不锈钢钳子投入 5% 稀盐酸缸中浸泡 $10 \sim 15\text{ min}$,取出用自来水洗刷净,用纱布揩干后,再用无水乙醇或汽油清擦表面。质量好的金锭,经清擦后表面光亮似镜。每坩埚铸锭 $3 \sim 5$ 块,化验样 $3 \sim 4$ 根。产出的金锭,含金 99.99% 或更高,每块质量 $10.89 \sim 13.30\text{ kg}$ 。经厂检验员检验合格后,用钢码打上锭顺序号和年月按块磅码,开票交库。废锭重铸。

许多工厂曾经改铸小锭,也不覆盖纸和砖,即在敞口平模内铸成厚 $5 \sim 25\text{ mm}$ 的薄锭。由于厚度小,冷凝快,不会生成大的缩坑,但常在锭面中间出现凹陷和锭面气泡。某些厂采用小型坩埚熔铸金锭,每坩埚浇铸金锭一块,质量在熔铸前先称好再加入。金液注入模中后,撒少许硼砂于金锭表面以氧化液面杂质,再浇冷水于锭表面,用嘴反复吹动,可洗去浮渣和使金锭表面先冷却,避免生成大的缩坑。浇水动作要轻和适时,应在锭面已生成冷凝膜后浇水,以免将金锭表面冲成坑。

30.5.4 粗金、粗银及合质金锭的熔铸

粗金、粗银和合质金的熔铸,都可参照上述成品金、银锭的熔铸方法进行。但由于这些半成品或中间产品含有较多的贱金属杂质,为了尽可能通过熔炼除去其中的大部分或一部

分杂质,以提高金、银的含量,熔铸时应适当增加熔剂和氧化剂的加入量。熔炼时间也应适当延长,具体操作应视原料的不同成色增减。

粗金、合质金经氧化造渣、除渣后,金属液面上一般不需燃烧木块除氧。浇铸时,为了隔离渣,也可在坩埚浇口处加一个小草把,以吸附液面余渣,并浇铸于经预热至 100℃ 以上的水平铸铁模中。由于粗金和合质金锭中还含有相当量的银及铜等贱金属,铸出的锭不必进行酸浸,以免影响外观。粗银通常不含金或含金很低,浇铸前应向坩埚内金属液面上加入木块和草把,燃烧除去银液中溶解的部分氧,以免锭冷凝时大量气体逸出,造成银的喷溅损失。

参 考 文 献

- [1] 孙戡. 金银冶金[M]. 第2版. 北京:冶金工业出版社,1998.
- [2] 卢宜源,宾万达. 贵金属冶金学[M]. 长沙:中南大学出版社,2004.
- [3] 北京有色冶金设计研究总院. 重有色金属冶炼设计手册:锡、锑、汞贵金属卷[M]. 北京:冶金工业出版社,1996.
- [4] 胡春融,杨凤,杨廻春. 黄金选冶技术现状及发展趋势[J]. 黄金,2006,27(7):29~35.
- [5] 于又华. 黄金选冶技术的现状与发展[J]. 黄金科学技术,2001,9(2):29~32.
- [6] 黄礼煌. 金银提取技术[M]. 第2版. 北京:冶金工业出版社,2001.
- [7] 黎鼎鑫,王永录. 贵金属提取与精炼[M]. 修订版. 长沙:中南大学出版社,2003.
- [8] 杨天足. 贵金属冶金及产品深加工[M]. 长沙:中南大学出版社,2005.
- [9] 李培铮. 金银生产加工技术手册[M]. 长沙:中南大学出版社,2003.
- [10] 海光宝. 国内外黄金选冶技术现状与展望[J]. 云南冶金,2000,29(4):2~7.
- [11] 余建民. 贵金属分离与精炼工艺学[J]. 北京:化学工业出版社,2006.
- [12] 符剑刚,刘凌波. 树脂矿浆法提金工艺的研究进展及现状[J]. 黄金,2006,27(1):41~44.
- [13] 刘铭禹. 国内外树脂矿浆法提金专用树脂研究与应用[J]. 黄金,1996,17(7):34~37.
- [14] 邝金才,姚香. 国内金精矿氰化提金技术现状[J]. 有色矿冶,2003,19(2):16~21.
- [15] 石同吉. 黄金科学技术,2001,19(6).
- [16] 王俊,张全祯. 炭浆提金工艺与实践[J]. 北京:冶金工业出版社,2000.
- [17] 夏祎. 离子交换树脂[M]. 北京:化学工业出版社,1983.
- [18] 吉林省冶金研究所. 金的选矿[M]. 北京:冶金工业出版社,1978.
- [19] 袁利伟,陈玉明. 用离子交换树脂从氰化物溶液中回收金的技术及其展望[J]. 矿产综合利用,2003(5).
- [20] 符剑刚,刘凌波,熊庆丰,等. 树脂矿浆法提金工艺的研究进展及现状[J]. 黄金,2006,27(1):41~44.
- [21] 华金仓. 国内外树脂矿浆法提金工业的现状与发展前景[J]. 新疆有色金属,1999(1).
- [22] 吴振寰,朱少华. 湿法冶金新技术新工艺实用手册[M]. 北京:中国环境科学出版社,2005.
- [23] 王云楚,饶邦兴. 树脂矿浆法在安徽灌口铁帽型金矿的应用[J]. 金属矿山,1997(11).
- [24] Л·波罗托娃. 湿法提金中的离子交换工艺[J]. 国外金属矿选矿,2001(3).
- [25] 杨伯和,周梅. 有机萃取剂体系中的离子交换[M]. 北京:冶金工业出版社,1993.
- [26] 姜涛,许时,陈彦. 硫代硫酸盐提金理论研究[J]. 黄金,1992,13(2):31~34.
- [27] Flett D S, Wilson J C, Derry R. Chemical study of thiosulfate leaching of silver sulfide, IMM, Sec C, 1983, 92:216.
- [28] Genik-Sas-Berezowsky R M, Gormely L S, Sefton V B. Recovery of precious metals from metal sulphides, US Patent 4070182, 1978.

- [29] Hiskey J B, Atluri V P. Dissolution chemistry of gold and silver in different lixiviants. *Mineral Processing and Extractive Metallurgy Review*, 1988, 4: 95 ~ 134.
- [30] Latimer W M. *Oxidation Potentials* [M]. Prentice-Hall, New York, 1956.
- [31] Pourbaix M. *Atlas D' Equilibres Electrochimiques* [M]. Gauthier-Villars, Paris, 1963.
- [32] 卢宜源, 宾万达. 贵金属冶金学[M]. 长沙: 中南工业大学出版社, 1990: 57 ~ 144.
- [33] Nicol M J, Fleming C A, Paul R L. The chemistry of the extraction of gold [M]. In: (2nd ed.), G G Stanley, Editor. *The Extractive Metallurgy of Gold in South Africa*. S. Afr. Inst. Min. Metal, Johannesburg, 1987, 836 ~ 839.
- [34] 蒙星辉. Au - NH₃ - H₂O 的电位 - pH 值图及其热力学分析[J]. *化工冶金*, 1988(3): 56.
- [35] 姜涛, 陈荃. 硫代硫酸盐法浸金[J]. *黄金*, 1990, 1: 34.
- [36] Li J, Miller J D, Wan R Y, et al. The ammoniacal thiosulfate system for precious metal recovery. In: *The proceedings of 19th International Mineral Processing Congress*, San Francisco, CA, 1995.
- [37] 姜涛. 提金化学[M]. 长沙: 湖南科学技术出版社, 1998: 108 ~ 135.
- [38] 龚乾, 胡洁雪. 硫代硫酸盐溶液浸金研究[M]. 北京: 冶金工业出版社, 1994: 94 ~ 97.
- [39] Jiang Tao, Xu Shi, Chen Jin. Gold and silver extraction by ammoniacal thiosulfate catalytical leaching at ambient temperature. In: *PM&MPIC'*, International Academic Publisher, Beijing, 1992, 648 ~ 653.
- [40] 姜涛, 许时, 陈荃. 硫代硫酸盐常温催化浸金新工艺及机理的研究[J]. *中南矿学院学报*, 1991, 22 (增刊): 96 ~ 103.
- [41] 姜涛, 许时, 陈荃, 等. 含铜金矿自催化硫代硫酸盐浸金新工艺及化学原理[J]. *有色金属(季刊)*, 1992, 44(2): 30 ~ 34.
- [42] 姜涛. 含铜金矿提金工艺及其理论研究[博士学位论文]. 长沙: 中南工业大学, 1990. 12.
- [43] Douglas E. Rawlings. *Biomining: Theory, Microbes and Industrial Processes*. 1997.
- [44] *Innovations in gold and silver recovery*. 1992: 3633 ~ 4092.
- [45] BIOX® Overview of the technology[EB/OL]. [2008-12] [www. Golfields. co. za](http://www.Golfields.co.za).
- [46] Technical Summary of Bioleaching and Bactech Processing Technical Details-Thu[EB/OL]. (2006-03-02) [www. bactech. com](http://www.bactech.com).
- [47] Bhakta, Pragna, Arthur, et al. Heap bio-oxidation and gold recovery at Newmont Mining: First-year results [J]. *JOM*, 2002(10).
- [48] Microbiology and the bacteria[EB/OL]. (2002-12) [www. mintek. ac. za/biotech](http://www.mintek.ac.za/biotech).
- [49] September 2008 Quarterly Report [EB/OL]. [www. sinogold. com](http://www.sinogold.com).
- [50] P, Miler; F. Jiao; J. Wang. The Bacterial Oxidation (BACOX) Plant at Laizhou, Shandong Province, China - The First Three of Operation.
- [51] J. VAN NIEKERK. Recent advances in BIOX® technology: Gold Fields Ltd, South Africa Hydrometallurgy Conference 2009. The Southern African Institute of Mining and Metallurgy, 2009.
- [52] Pieter C. Van Aswegen, Jan Van Niekerk, Waldemar Olivier. The BIOX Process for the Treatment of Refractory Gold Concentrates[C]. 2009.
- [53] B M Nyombolo, J W Neale, P J van Staden. Neutralization of bioleach liquors. *The Journal of The South African Institut of Mining and Mwtullurgy*. 2000.
- [54] J W Neal, A Pinches, V Deeplaul. Mintek-Bactech's bacterial-oxidation technology for refractory gold concentrates: Beaconsfield and beyond. *The Journal of The South African Institut of Mining and Metallurgy*. 2000(11/12).
- [55] Xie Jiyan, Gao Jinchang, Jin Shibin, et al. Bio-oxidation Plants of Refractory Gold Concentrats in China [C]. *The XXIV International Mineral Processing Congress*. Beijing: 2008.

- [56] Peter A Spencer. Influence of bacterial culture selection on the operation of plant treating refractory gold ore. *International Journal of Mineral Processing*. 2001.
- [57] Olga V Golyshina, Kenneth N Timmis. Ferroplasma and relatives, recently discovered cell wall-lacking archaea making a living in extremely acid, heavy metal-rich environments. *Environmental Microbiology*, 2005, 7(9): 1277 ~ 1288.
- [58] SAlper ÖZKAN*, Salih Aydogan*. Bacterial leaching as a pre-treatment step for gold recovery from refractory ORE[J]. Ünal akdemir* *Fizykochemiczne Problemy Mineralurgii*, 1998, 32: 173 ~ 181.
- [59] D Barrie Johnson. Importance of microbiology in the development of sustainable technologies for mineral processing and wastewater treatment[D]. School of Biological Sciences, University of Wales, Bangor, LL57 2UW. U. K.
- [60] 韩晓光, 郭普金, 具滋范. 生物氧化提金技术工业生产实践[J]. *黄金*, 2006, 27(11): 34 ~ 41.
- [61] 谢纪元, 刘青廷, 朱战胜. 烟台市黄金冶炼厂金精矿生物氧化—氰化提金工艺[J]. *黄金*, 2003, 24(9): 31 ~ 32.
- [62] 北京有色冶金设计研究总院, 长沙有色冶金设计研究院, 南昌有色冶金设计院, 等. 重有色金属冶炼设计手册(M). 北京: 冶金工业出版社, 1996.
- [63] Robert B Coleman. 难浸金矿石及精矿的焙烧[M]. 北京: 北京大学出版社, 1991.
- [64] 董凤书, 贾学国, 寇文胜. 中原黄金冶炼厂的设计和实现[J]. *有色冶炼*, 1996(2).
- [65] 波立登工程有限公司北京代表处. 利用波立登的焙烧除砷技术处理含砷金精矿[R]. 2000.
- [66] 瑞典波立登工程有限公司. 山东东方(恒邦)公司基本设计文件[R]. 2003-03.
- [67] Outotec(Sweden) AB. 潼关中冶冶炼有限公司基本设计文件[R]. 2009-06.
- [68] 山东国大黄金股份有限公司. 《复杂金矿资源无废化关键技术集成研究与应用》鉴定材料[R]. 2007-01.

冶金工业出版社部分图书推荐

书 名	作 者	定价(元)
熔池熔炼—连续烟化法处理有色金属复杂物料	雷 霆 等著	48.00
低品位硫化铜的细菌冶金	袁明华 等编著	22.00
锆的提取方法	雷 霆 等著	30.00
现代锆冶金	王吉坤 等著	48.00
湿法提锌工艺与技术	杨大锦 等编著	26.00
铟冶金	王树楷 编著	45.00
锑冶金	雷 霆 等编著	88.00
碱介质湿法冶金技术	赵由才 等编著	38.00
铬冶金	阎江峰 等编著	45.00
冶金熔体结构和性质的计算机模拟计算	谢 刚 等编著	20.00
硫化锌精矿加压酸浸技术及产业化	王吉坤 等著	25.00
冶金物理化学教程(第2版)	郭汉杰 编著	30.00
常用有色金属资源开发与加工	董 英 等编著	88.00
金属塑性成形力学原理	黄重国 等编著	32.00
金属及矿产品深加工	戴永年 主编	118.00
泡沫浮选	龚明光 编著	30.00
统计动力学及其应用	张太荣 编著	39.00
金属眼镜型材和加工工艺	雷 霆 等著	36.00
合金电子结构参数统计值及合金力学性能计算	刘志林 等著	25.00
锡	黄位森 主编	65.00
有色金属材料的真空冶金	戴永年 等编著	42.00
有色冶金原理	黄兴无 主编	25.00
湿法冶金	杨显万 等著	38.00
固液分离	杨守志 等编著	33.00
有色金属熔炼与铸锭	陈存中 主编	23.00
微生物湿法冶金	杨显万 等编著	33.00
电磁冶金学	韩至成 著	35.00
轻金属冶金学	杨重愚 主编	39.80
稀有金属冶金学	李洪桂 主编	34.80
稀土(上、中、下册)	徐光宪 主编	88.00
铝加工技术实用手册	肖亚庆 主编	248.00
有色冶金分析手册	符 斌 主编	149.00